

# 非均匀条带开采煤柱稳定性及地表变形规律分析

栾元重<sup>1</sup>, 周 岩<sup>1</sup>, 马德鹏<sup>2</sup>

(1. 山东科技大学 测绘科学与工程学院, 山东 青岛 266590;

2. 山东科技大学 矿业与安全工程学院, 山东 青岛 266590)

**摘 要:**采用理论分析及数值模拟相结合的方法,分析了非均匀煤柱条带开采中的煤柱稳定性及地表变形规律,并与常规均匀条带开采进行对比。结果表明:条带开采中,煤柱受力存在明显的不均匀性,最中间的煤柱受力最大,两侧煤柱受力较小,塑性区宽度也稍小于最中间煤柱。随着最中间煤柱宽度的增加,所受应力逐步降低,煤柱弹性承载区面积逐步增大,煤柱的稳定性增加。从系统论的观点出发,要提高整个煤柱系统的稳定性,可以提高最容易发生失稳破坏的最中间煤柱的稳定性。同时,地表沉降值从 480 mm 减少为 420,400 mm,煤柱的冲击倾向性也降低。因此,非均匀煤柱条带开采有利于提高煤柱承载系统的稳定性,减少地表沉降及冲击地压的发生。

**关键词:**条带开采;非均匀;煤柱稳定性;地表沉降;数值模拟

中图分类号:TD325

文献标志码:A

文章编号:1672-3767(2014)03-0038-05

## Stability of Coal Pillar and the Law of Earth Surface Subsidence in the Non-uniform Strip Mining

Luan Yuanzhong<sup>1</sup>, Zhou Yan<sup>1</sup>, Ma Depeng<sup>2</sup>

(1. College of Geomatics, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China;

2. College of Mining and Safety Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China)

**Abstract:** With the combination of theoretical analysis and numerical simulation method, the stability of coal pillar and the law of earth surface subsidence in the non-uniform strip mining was analyzed and compared with conventional homogeneous strip mining. The stress was formed in obviously non-uniform pattern in the strip mining and that acting in the middle pillar was the largest; it was smaller on both sides of the pillars, and the plastic zone width was slightly smaller than the middle pillar. With the coal pillar in the middle increasing, the stress gradually decreased, and elastic bearing area of coal pillar increased gradually and the stability of coal pillar improved. Meanwhile the surface subsidence value decreased from 480 mm through 420 mm to 400 mm, and impact tendency of coal pillar was also reduced. To improve the stability of coal pillar system, the stability of the most fragile middle coal pillar should be increased in light of system theory. The results indicate that non-uniform strip mining can improve the stability of coal pillar bearing system reducing surface subsidence and the occurrence of percussive ground pressure.

**Key words:** strip mining; non-uniform; stability of coal pillar; surface subsidence; numerical simulation

众多学者对条带开采理论做了大量的研究,取得较多的成果。在覆岩与地表移动机理和规律研究方面,研究认为条带开采的覆岩移动机理截然不同于长壁式全部冒落法开采,提出了条带煤柱的压缩与压入理论、波浪消失说、托板理论等<sup>[1-3]</sup>,基本掌握了条带开采地表沉降的主控因素以及煤层和上覆岩层的强度、结构对条带开采地表移动的影响<sup>[4-5]</sup>,并且在揭示条带开采沉降机理的基础上,提出了条带开采地表沉降预计的空

收稿日期:2013-08-21

作者简介:栾元重(1963—),男,山东龙口人,教授,博士生导师,主要从事矿井变形监测方面的研究。

周 岩(1987—),女,山东菏泽人,硕士研究生,主要从事地表沉降数值模拟方面的研究。

E-mail:zhouyansdust@163.com

间三维层状介质理论<sup>[6-8]</sup>；在研究条带煤柱强度影响因素的基础上，给出了条带煤柱强度的计算公式<sup>[3]</sup>；得出了条带煤柱随采场推进的应力分布规律<sup>[9]</sup>，给出了条带煤柱屈服区极限平衡理论及煤柱屈服带宽度的变化规律和计算方法<sup>[10-12]</sup>。上述研究成果都是在等宽度条带煤柱基础上研究的，对于非均匀宽度条带煤柱对覆岩及地表变形规律的影响虽文献中有所涉及<sup>[3,10]</sup>，但并未进行系统研究。

本研究采用理论分析及数值模拟相结合的方法，在前述成果基础上进一步研究非均匀性条带煤柱在条带开采中的影响机理。

## 1 条带煤柱受力分析

当条带煤柱两侧都采空时，回采引起的支承压力对工作面两侧条带煤柱产生影响，煤柱边缘到煤柱内部一般会出现片帮区、松弛区、塑性区及应力升高的弹性区。塑性区宽度是煤柱稳定与否的重要因素，其计算公式有多个，使用较为普遍的一是 A. H. 威尔逊经验公式：

$$Y = 0.004\ 92\ mH \quad (1)$$

其中：Y—塑性区宽度；H—采深；m—采厚。另一常用公式根据库伦准则推导得出：

$$Y = \frac{md}{2\tan\varphi} \left\{ \ln \left[ \frac{C + \sigma_1 \tan\varphi}{C + (\sigma_x \tan\varphi)/\beta} \right]^\beta + \tan^2\varphi \right\} \quad (2)$$

其中：d—开采扰动因子，d=1.5~3.0；C—粘聚力； $\sigma_x$ —煤壁的侧向约束应力； $\varphi$ —内摩擦角； $\sigma_1$ —煤柱极限强度； $\beta$ —塑性区与核区界面处的侧压系数。

根据式(1)和式(2)，在采出率不变的情况下，塑性区宽度与采深、采厚相关性较大，与条带开采中采留宽的关系不大，说明在同样的开采条件下，不同的采留宽中塑性区的绝对宽度相差不大，由此可知，宽条带煤柱中弹性区范围更大，煤柱更稳定。

从力学角度分析条带煤柱及上部岩层的受力情况，根据文献[5]，煤柱弹性核区中心应力为：

$$\sigma_{zx} = \frac{1.5[(1-K)W_e q - \sigma_{zx} \gamma_p + 2q\gamma_p]}{W_p - 2\gamma_p} - \frac{1}{2}\sigma_{zx} \quad (3)$$

其中： $W_e$ 、 $W_p$ —条带采宽与留宽，m； $\gamma_p$ —承重岩层平均容重，kg/m<sup>3</sup>；K—冒落系数； $\sigma_{zx}$ —煤柱极限应力；q—煤柱原始载荷

由式(3)可以看出，煤柱及覆岩受力与条带采留宽相关，采宽不变，留宽增大，煤柱所受应力相应减少。同时，理论及实践研究表明，由于采动覆岩发生非均匀性挠曲，使得采区内不同位置煤柱的压缩量不一致，也造成采区中不同位置的煤柱受力不同，导致不同位置的煤柱稳定性产生差异。

## 2 非均匀条带煤柱稳定性及地表变形模拟

### 2.1 模型及单元划分

采用 FLAC<sup>3D</sup> 软件进行模拟计算，以济宁北部某煤矿 3 采区条带开采为工程背景，工作面煤层平均采深 600 m，平均煤厚 5 m，平均倾角 4°，属近水平煤层开采，依据已有的实际地质资料，综合分析工作面的地质构造、原始受力情况、工作面边界条件、开采进度等初始条件，建立数值模型。

模型在 X 方向上取 800 m，在 Y 方向上取 800 m，根据煤层的开采深度在 Z 方向上取 630 m，模拟到地表，其中煤层位于 Z=30~35 m 层位。模型两侧水平位移为零，即 X、Y 方向的位移固定；底部边界水平、垂直位移为零；顶部为自由边界。对每个岩层划分一定数量的单元，模型共划分为 195 200 个单元，185 268 个节点。

模型中将属性相似的岩层划为同一组，自上往下依次为第四系砾岩、泥岩、中细砂岩、泥砂岩、细砂岩、泥岩、煤层、泥岩、细砂岩，共 10 个层组。各岩层相应的岩石力学参数如表 1 所示。

表 1 岩层物理力学参数表

Tab.1 The mechanical parameters of rock

| 序号 | 岩层组              | 密度/(kg/m <sup>3</sup> ) | 弹性模量/GPa  | 泊松比 $\mu$ | 粘聚力/MPa | 抗拉强度/MPa | 内摩擦角/(°) |
|----|------------------|-------------------------|-----------|-----------|---------|----------|----------|
| 1  | 第四系              | 2 200                   | 9.66      | 0.300     | 0.12    | 0.002    | 21.1     |
| 2  | 砾岩               | 2 650                   | 9 660.00  | 0.220     | 4.00    | 1.500    | 32.0     |
| 3  | 泥岩               | 2 528                   | 3 230.00  | 0.250     | 5.03    | 1.510    | 33.7     |
| 4  | 中细砂岩             | 2 712                   | 7 838.00  | 0.234     | 12.15   | 2.540    | 34.5     |
| 5  | 泥砂岩              | 2 528                   | 3 230.00  | 0.250     | 5.03    | 1.510    | 33.7     |
| 6  | 细砂岩              | 2 637                   | 14 180.00 | 0.227     | 4.21    | 2.866    | 36.0     |
| 7  | 泥岩               | 2 659                   | 1 540.00  | 0.298     | 4.11    | 0.569    | 32.8     |
| 8  | 3 <sub>下</sub> 煤 | 1 499                   | 2 212.00  | 0.240     | 2.10    | 0.341    | 30.5     |
| 9  | 泥岩               | 2 507                   | 5 493.00  | 0.247     | 2.75    | 1.308    | 33.1     |
| 10 | 细砂岩              | 2 714                   | 11 680.00 | 0.217     | 14.04   | 4.246    | 35.4     |

## 2.2 计算方案设计

根据分析需要,设计 3 个模拟方案,各方案采宽都为 80 m,开采 4 个条带,留设 3 个条带煤柱,煤柱宽度如下:

方案一 条带煤柱宽度自左向右依次为 80,80,80 m;

方案二 条带煤柱宽度自左向右依次为 70,100,70 m;

方案三 条带煤柱宽度自左向右依次为 60,120,60 m;

## 2.3 煤柱受力及塑性破坏分析

以上方案计算结果的 Z 方向(垂直)应力等值线图及岩层塑性区分布如图 1 和图 2 所示。

当均匀条带开采时,开采四个条带,煤柱垂直应力分布如图 2(a)所示。由图可得,所留设的煤柱宽度相同,但受采动影响,煤柱上部的最大应力不同,最中间煤柱的垂直应力要明显高于两边煤柱应力,并且两侧煤柱塑性区宽度也稍小于中间煤柱,如图 1(a)所示。以原岩应力 15 MPa 为基准,中部煤柱和两侧煤柱的最大应力分别为 55 和 35 MPa,应力集中系数分别为 3.7 和 2.3。当条带采宽不变,只改变留宽,从中间向两侧煤柱宽度分别为 70,100,70 m 及 60,120 和 60 m,中部煤柱和两侧煤柱的最大应力分别为 40,35 MPa 及 34,30 MPa,应力集中系数分别为 2.7,2.3 及 2.2 和 2,但中部煤柱的塑性区宽度变化不大。对比可得,条带采宽相等时,常规条带开采最中间煤柱的垂直应力大于非均匀条带开采中间煤柱的应力,并且随着最中间煤柱应力的减少,非均匀开采中两侧煤柱的应力也有所减少。

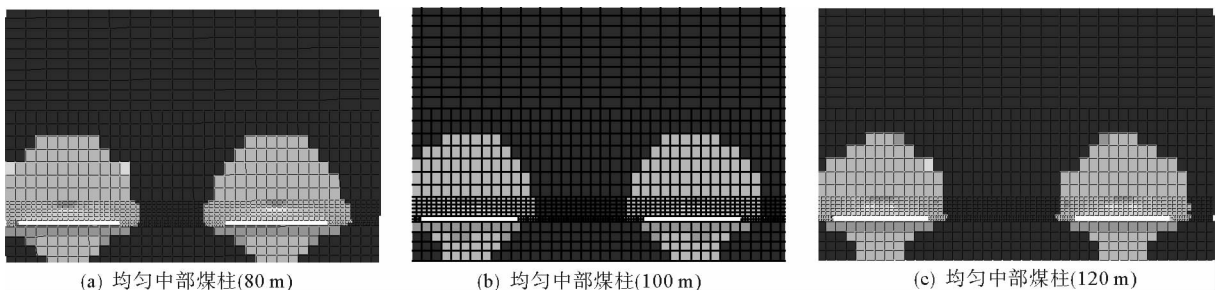
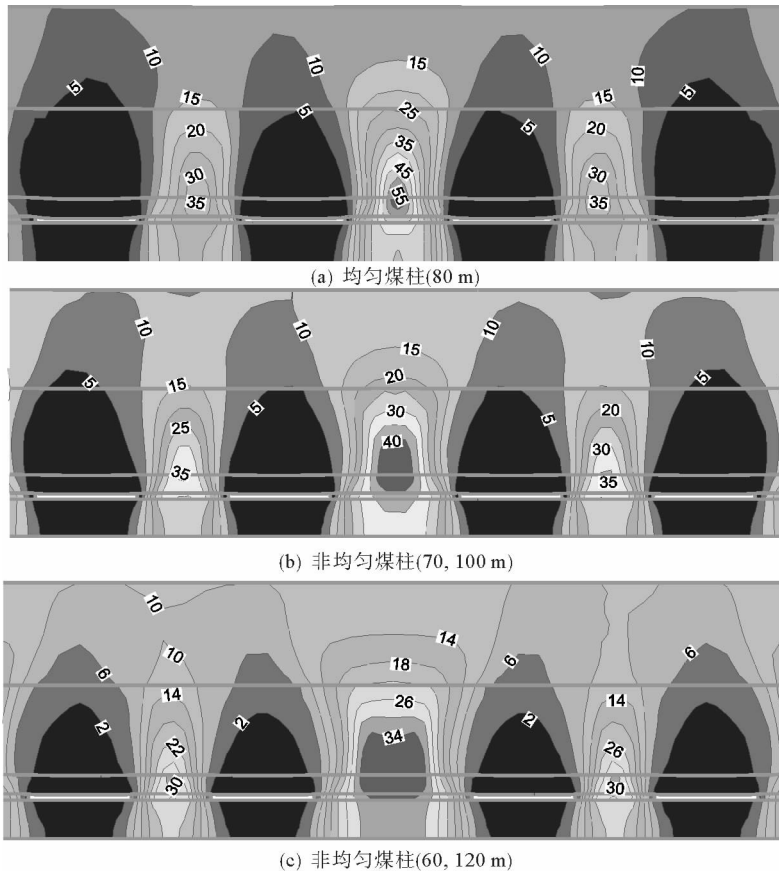


图 1 中部煤柱塑性区分布图

Fig.1 Distribution of the plastic zone of the middle pillar



单位:MPa

图 2 垂直应力分布图

Fig. 2 Deformation of the vertical stress

## 2.4 煤柱稳定性分析

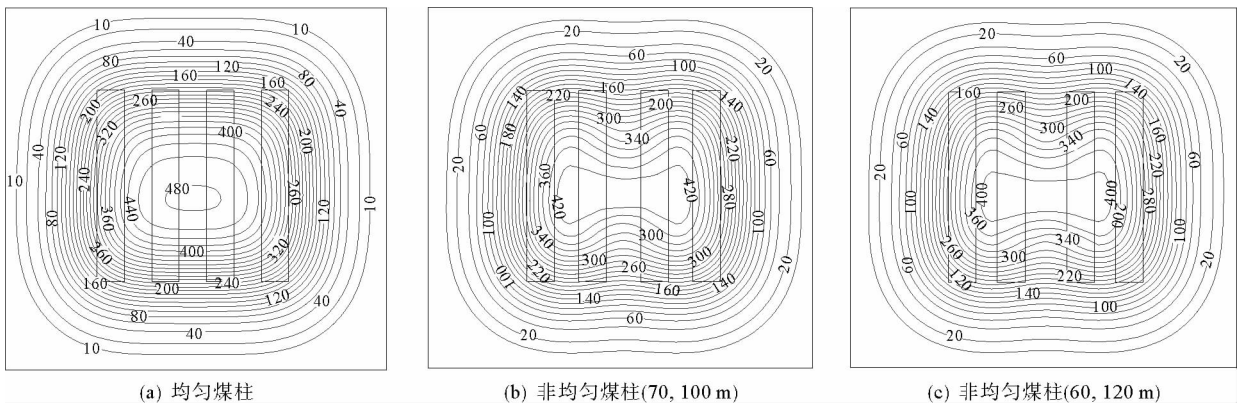
由数值模拟可知,常规条带开采时,最中间煤柱所受应力最大,明显大于两侧煤柱。由于条带开采中多个煤柱形成一个承载系统,系统的失稳破坏往往是从稳定性最差的煤柱,也就是受力最大的最中间煤柱开始,进而单个煤柱的失稳破坏会波及到整个煤柱承载系统。为此,从系统论的观点出发,类似于常见的“木桶理论”,要提高整个煤柱承载系统的稳定性,就应该从最容易发生失稳破坏的煤柱入手,即在条带采出率不变的情况下,改变煤柱宽度,增大最中间的煤柱,使各个煤柱发挥出最大潜能。

## 2.5 地表变形分析

条带开采时,地表最大下沉值一般由煤柱压入底板量、煤柱压缩量、岩柱压缩量、承重岩层压缩量和托板挠度五部分组成。根据文献[5]中的计算公式,随着煤柱应力的减小,上述五个计算量也都减小。图 3 为数值模拟得出的各个方案地表沉陷等值线图,随着最中间煤柱宽度的增加,地表最大下沉量由 480 mm 减少为 420 和 400 mm。因此,增大条带开采中最中间煤柱宽度可以有效地减缓地表沉陷。

## 3 非均匀条带煤柱冲击倾向性分析

通过 FLAC<sup>3D</sup>自带的 Fish 函数编写程序,将煤柱的主应力差等值线图导出,如图 4 所示。条带采宽不变,随着最中间煤柱由 80,100 到 120 m 逐步增大,中间煤柱及两侧煤柱所受应力均逐步减小,煤柱中蕴藏的弹性比能也逐步减少。由图 4 可知,煤柱上方产生主应力差值的封闭包核区,并且包核区的应力值逐渐降低,由此可见,随着最中间煤柱宽度的增加,煤柱的冲击倾向性逐步降低。



单位: mm

图 3 地表下沉等值线图

Fig. 3 Contour map of the surface subsidence

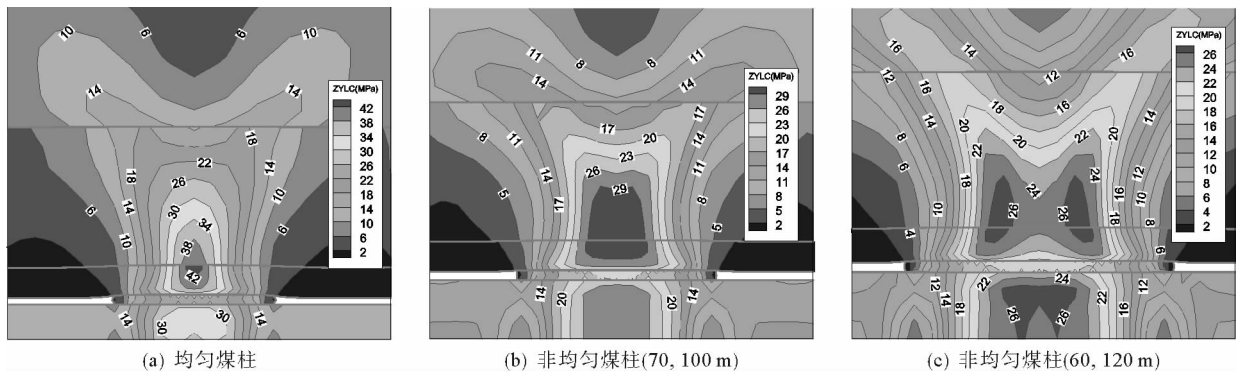


图 4 主应力差等值线图

Fig. 4 Contour map of the principal stress deviator

## 4 结论

- 1) 条带采宽留宽对煤柱塑性区宽度影响不大, 相同开采条件下, 宽煤柱中弹性区承载面积更大。
- 2) 条带开采中, 最中间煤柱的受力最大, 非均匀煤柱条带开采中, 最中间煤柱的应力要小于常规开采中最中间煤柱应力。
- 3) 煤柱承载系统失稳一般是从承载力最大的最中间煤柱应力开始的, 从系统论的观点出发, 提高整个系统的稳定性, 要增大最中间煤柱宽度, 提高最中间煤柱的稳定性。
- 4) 非均匀煤柱条带开采, 可以有效地减缓地表沉陷及降低煤柱的冲击倾向性。

### 参考文献:

[1] 郭文兵, 邓喀中, 邹友峰, 等. 条带开采的非线性理论研究及应用[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2005: 13-36.  
 [2] Gao Wei. The elastic-plastic analysis of stability of inclined coal pillar[J]. Mechanics and Practice, 2001, 23(2): 23-26.  
 [3] 吴立新, 王金庄, 刘延安, 等. 建(构)筑物下压煤条带开采理论与实践[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1994: 1-11.  
 [4] 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: 8-43.  
 [5] 宋振骥. 实用矿山压力控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1988: 5-55.  
 [6] 张伟, 闫勇, 党红蔻. 深井条带开采地表沉陷规律分析[J]. 煤炭科学技术, 2011(10): 108-111.

Zhang Wei, Yan Yong, Dang Hongkou. Analysis on ground subsidence law of strip mining in deep mine[J]. Coal Science and Technology, 2011(10): 108-111.