

于洋,邓喀中,范洪冬.条带开采煤柱长期稳定性评价及煤柱设计方法[J].煤炭学报,2017,42(12):3089-3095. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2017.0645

YU Yang, DENG Kazhong, FAN Hongdong. Long-term stability evaluation and coal pillar design methods for strip mining[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(12):3089-3095. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2017.0645

## 条带开采煤柱长期稳定性评价及煤柱设计方法

于 洋,邓喀中,范洪冬

(中国矿业大学 环境与测绘学院,江苏 徐州 221116)

**摘 要:**煤柱在地下水、风化作用等多种因素的作用下会发生剥离和尺寸缩减,使煤柱发生渐进性失稳破坏。基于煤柱的渐进性剥离行为和剥离体的堆积特性,建立了煤柱的非均匀剥离模型;分析了煤柱剥离的影响因素、煤柱安全系数与煤柱剥离的关系,建立了条带煤柱长期稳定性评价方法;讨论了采出率、地表沉陷控制和煤柱长期安全系数的协同关系。分析表明:煤柱的剥离与煤的碎胀系数、休止角和采宽采厚比有关,可利用剥离角确定煤柱的极限破坏程度。煤柱的宽高比越大,剥离对其稳定性的影响程度越小。该模型适用于条带煤柱长期稳定性评价。

**关键词:**条带开采;煤柱;长期稳定性;煤柱设计

中图分类号:TD823.6

文献标志码:A

文章编号:0253-9993(2017)12-3089-07

## Long-term stability evaluation and coal pillar design methods for strip mining

YU Yang, DENG Kazhong, FAN Hongdong

(School of Environment Science and Spatial Informatics, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** The coal pillar will peel and scale down under the effects of underground water, weathering, etc., leading a progressive pillar failure. Based on the progressive peeling behaviors of coal pillar and properties of peeled coal deposit, this paper established a non-evenly peeling pillar model; the factors affecting pillar peeling and the relationship between pillar peeling and safety factor had been analyzed; a long-term stability evaluation method for strip pillars had been proposed; finally, the synergic relationships among recovery ratio, subsidence control and safety factor has been discussed. Analysis results shows that the pillar peeling is affected by bulk factor of coal, angle of repose and width-height ratio of mining tunnel, and the degree of pillar peeling can be determined by peeling angle. The increase of pillar width-height ratio can reduce the effects of peeling angle on pillar stability. This model can be utilized in long-term failure risk evaluation for strip pillars.

**Key words:** strip mining; coal pillar; long-term stability; pillar design

条带开采能有效控制地表沉陷,是进行建筑物、构筑物压煤开采的有效手段之一,在我国应用广泛,条带煤柱的长期稳定性是保护地表建筑物、构筑物的基础<sup>[1-5]</sup>。目前,我国常根据煤柱的安全系数和煤柱的塑性区宽度判别煤柱的稳定性<sup>[6-9]</sup>,并未考虑在覆

岩应力、风化等作用下,煤柱有效尺寸减小,稳定性降低,导致煤柱失稳和地面构筑物损害时有发生,因此,研究条带煤柱长期稳定性设计方法,对保障条带开采地面构筑物安全具有重要的理论和实用价值。对煤柱的长期稳定性,国内外进行了一些研究,

收稿日期:2017-05-11 修回日期:2017-07-03 责任编辑:毕永华

基金项目:国家自然科学基金资助项目(41272389);地质灾害防治与地质环境保护国家重点实验室开放基金资助项目(SKJGP2016K008)

作者简介:于 洋(1989—),男,内蒙古赤峰人,博士研究生。E-mail:yuyang1989cumt@gmail.com。通讯作者:邓喀中(1957—),男,四川资中人,教授,博士生导师,博士。E-mail:kzdeng@cumt.edu.cn

SALAMON, MERWE 等在研究南非煤柱稳定性时发现,煤柱的尺寸随着时间的推移会逐渐减小,煤柱的失稳具有渐进性、时效性<sup>[10-13]</sup>; ESTERHUIZEN 等对岩石矿柱的研究同样表明,在应力的长期作用下,矿柱的外壁可能逐渐剥离,其形态逐渐向“沙漏”形转变<sup>[14]</sup>。煤柱剥离的机理包括<sup>[10-19]</sup>:覆岩应力增大引起煤柱煤壁片帮;煤柱受压产生水平膨胀变形,屈服区煤壁受到煤柱内部水平推力作用脱离煤柱;矿柱中软弱夹层受压挤出;地下水、自然氧化等风化作用降低煤壁强度,使其风化易于剥离脱落,或引起煤柱节理裂隙扩展发育,使煤柱局部出现贯通破坏,降低煤柱完整性;煤柱煤壁剥离、应力增大使煤柱屈服区向煤柱核区扩展。煤柱尺寸的渐进性缩减是这些多种因素作用下煤壁逐渐剥离的结果,剥离后的破碎煤块散落堆积在煤柱附近,为煤柱提供了一定的侧向约束,防止煤柱持续剥离<sup>[12,20]</sup>。图 1 为矿柱渐进性剥离破坏及剥离体堆积的实例<sup>[20]</sup>。

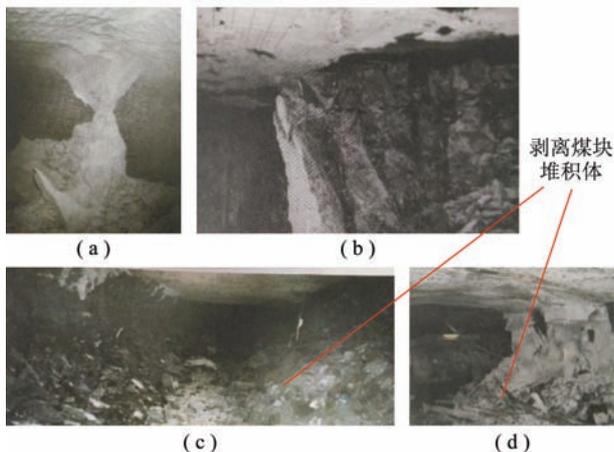


图 1 美国某矿矿柱渐进性剥离破坏及剥离体堆积特征<sup>[20]</sup>  
Fig. 1 Progressive peeling of mineral pillars and the features of coal fragments deposits in U. S. mine<sup>[20]</sup>

(a) Redstone 煤层磷酸盐矿柱渐进性剥离破坏;(b) Hiawathal 煤层屈服煤柱片帮,自煤柱与顶板交界处开始剥离;(c) Hiawathal2 煤层某平巷煤柱煤壁剥离破坏、煤块堆积;(d) Hiawathal 煤层某运输巷煤柱煤壁剥离堆积

虽然 Salamon 指明了煤柱的剥离行为,长久以来,煤柱的渐进性剥离破坏现象并未得到充分重视,对煤柱剥离以及剥离煤块堆积体对煤柱长期稳定性影响的研究仍不充分,基于现有理论设计的煤柱不一定能够保持长期稳定,部分矿井关闭后出现煤柱失稳,导致地表沉陷、建筑物受损。另一方面,条带煤柱对沉陷的控制能力与煤柱宽度和开采宽度有关,合理的煤柱设计能够有效避免地表出现波浪型下沉,一般认为条带开采宽度应为采深的  $1/4 \sim 1/10$ <sup>[1,3,21-23]</sup>,在相同采出率条件下,是煤柱大好还是煤柱小好目前

仍没有定论。因此,如何协调好条带煤柱长期稳定性、采出率和地表沉陷变形的关系是条带煤柱设计需要解决的重要问题之一。本文针对煤柱的渐进性剥离破坏行为和剥离体的分布特征,给出了条带煤柱剥离模型,以此为基础提出了条带煤柱长期稳定性评价和煤柱设计方法。

## 1 煤柱剥离模型

条带煤柱渐进性失稳的影响因素包括:① 在覆岩应力的作用下,煤柱的煤壁发生片帮<sup>[16-18]</sup>;煤柱边缘塑性屈服区在煤柱水平变形挤压、风化等因素作用下发生剥离,使煤柱的有效承载面积减小<sup>[10-13]</sup>,煤柱所受的应力增加;② 煤柱外壁剥离、煤柱应力增大使煤柱形成新的塑性区、并向煤柱核区扩展,进一步减小煤柱有效承载面积<sup>[14]</sup>;③ 煤柱在地下水、自然氧化等因素的影响下,强度弱化,承载能力降低,等等<sup>[15,19]</sup>。煤柱塑性区扩展和煤柱外壁剥离均会减小煤柱的承载能力,但其本质不同,煤柱塑性区是由采动附加应力引起的煤柱边缘屈服变形,塑性区煤体完全或部分地失去承载能力,但煤柱仍保持完整,其宽度与应力和开采深度有关;而煤柱剥离是无约束煤壁在上述多种因素影响下破坏并脱离煤柱,使煤柱整体尺寸发生缓慢缩减,煤柱剥离的产生仅与煤柱是否被稳定的堆积体包围约束有关。剥离后的煤柱仍可能具塑性区,由于煤柱整体尺寸缩减,煤柱剥离后可能会引起煤柱塑性区进一步发育,减小煤柱核区尺寸。

通常煤柱片帮容易发生在煤柱顶端,并且煤柱越高片帮概率越大<sup>[16-18]</sup>;而非黏聚性松散充填物可以限制煤柱的水平变形从而提高煤柱的强度<sup>[24-25]</sup>,所以煤柱剥离为非均匀剥离,煤柱顶端剥离较严重,而煤柱底端由于剥离堆积体的限制作用,剥离程度较轻。因此,假设煤柱剥离剖面为  $1/4$  椭圆形(图 2),椭圆的长半轴为煤柱高度,椭圆的短半轴为煤柱的最大剥离深度。剥离后煤柱顶端有效面积减小,煤柱应力增大,煤柱稳定性降低。

由于煤柱纵轴方向上长度大,受到限制,不产生剥离,剥离仅发生在煤柱横轴方向,因此,可将煤柱的剥离视为平面问题进行研究。如图 2 所示。假定剥离后掉落的煤块为散体介质,根据散体介质理论,掉落的煤块在煤柱两侧按一定休止角  $\theta$  形成三角形堆积体,由于散体煤块的限制作用,当煤柱周围被散落煤块包围时,煤柱不再继续剥离,因此,剥离煤柱模型反映了在多种因素综合作用下,煤柱渐进性剥离破坏的最终形态,即煤柱的最大剥离量和最终残余煤柱尺寸大小。

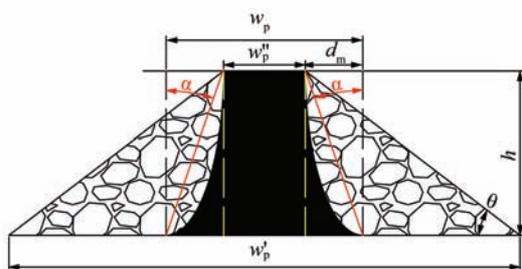


图 2 “孤立”煤柱剥离模型

Fig. 2 Peeling model of “isolated” pillar

假定煤柱初始宽度为  $w_p$ , 煤柱剥离后的最小宽度  $w_p''$ , 煤柱单侧最大剥离深度  $d_m$ , 由图 2, 3 可得

$$\tan \alpha = \frac{d_m}{h} \quad (1)$$

$$w_p'' = w_p - 2d_m \quad (2)$$

$$w_p' = 2fh + w_p - 2d_m \quad (3)$$

$$f = \frac{1}{\tan \theta} \quad (4)$$

式中,  $\theta$  为剥离体的休止角, ( $^\circ$ );  $w_p$  为煤柱初始宽度, m;  $w_p''$  为煤柱顶端最终剥离后的宽度, 即最小宽度, m;  $w_p'$  为煤柱底部剥离体与残余煤柱宽度之和, 即梯形底边长度, m;  $d_m$  为煤柱单侧最大剥离深度, m;  $h$  为煤柱高度, m;  $\alpha$  为煤柱的剥离角, ( $^\circ$ ).

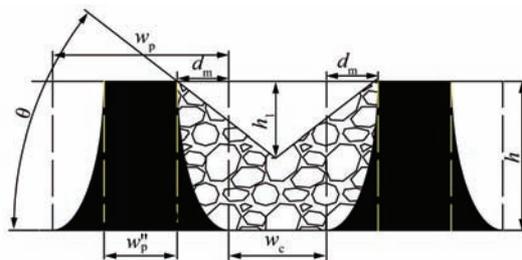


图 3 非“孤立”煤柱剥离模型

Fig. 3 Peeling model of “non-isolated” pillar

取煤柱纵向方向长度为 1, 由于煤柱剥离后的破碎煤块具有碎胀性, 煤块堆积体的总体积为

$$kV_{\text{peel}} = V_T - V_{\text{Res}} \quad (5)$$

式中,  $V_{\text{peel}}$  为单位长度剥离体积,  $\text{m}^3$ ;  $V_{\text{Res}}$  为单位长度残余煤柱体积,  $\text{m}^3$ ;  $V_T$  为煤块煤柱梯形组合体的体积,  $\text{m}^3$ ,  $k$  为煤的碎胀系数。

假定煤柱一侧剥离为 1/4 椭圆形, 椭圆的长短半轴分别为煤柱高度  $h$  和最大剥离深度  $d_m$ , 则煤柱剥离的总体积、残留煤柱体积以及剥离稳定后梯形组合体的体积分别为

$$V_{\text{peel}} = 2 \times \frac{\pi h d_m}{4} = \frac{\pi h d_m}{2} \quad (6)$$

$$V_{\text{Res}} = w_p h - V_{\text{peel}} = w_p h - \frac{\pi h d_m}{2} \quad (7)$$

$$V_T = \frac{1}{2}(w_p'' + w_p')h = fh^2 + w_p h - 2hd_m \quad (8)$$

联立式(2)~(8), 则有

$$d_m = \frac{2fh}{4 + \pi(k-1)} \quad (9)$$

图 2 并未考虑开采宽度对剥离体分布的限制作用, 当采宽较小时, 煤柱间剥离的煤块会相互重叠(图 3), 称此状态下煤柱为非“孤立”煤柱, 相应剥离煤体不接触的称为“孤立”煤柱, 定义两煤柱间剥离体不重叠最小采宽定为临界采宽, 则临界采宽和临界采宽采高比为

$$w_{\text{CD}} = 2fh - 2d_m = 2fh \left[ 1 - \frac{2}{4 + \pi(k-1)} \right] \quad (10)$$

$$R_{\text{CD}} = \frac{w_{\text{CD}}}{h} = 2f \left[ 1 - \frac{2}{4 + \pi(k-1)} \right] \quad (11)$$

式中,  $w_{\text{CD}}$  为临界采宽, m;  $R_{\text{CD}}$  为临界采宽采高比。

根据图 3, 当采宽采高比小于临界宽高比时, 煤柱与破碎煤块组合体的总体积为

$$V_T = (w_p + w_c)h - h_1 \left( d_m + \frac{w_c}{2} \right) = (w_p + w_c)h - \frac{1}{f} \left( d_m^2 + w_c d_m + \frac{w_c^2}{4} \right) \quad (12)$$

$$h_1 = \frac{1}{f} \left( d_m + \frac{w_c}{2} \right) \quad (13)$$

煤柱剥离的体积  $V_{\text{peel}}$  和残余煤柱的体积  $V_{\text{Res}}$  与前述相同, 联立方程(4)~(7)和方程(12), (13), 则有

$$d_m = -\frac{w_c}{2} - \frac{\pi(k-1)fh}{4} + \sqrt{\left[ \frac{\pi(k-1)fh}{4} \right]^2 + fhw_c \left[ 1 + \frac{\pi(k-1)}{4} \right]} \quad (14)$$

式中,  $w_c$  为采宽, m。

根据公式(9), (10)和(14)即可计算不同条件下煤柱的最大剥离深度  $d_m$ 。

由式(1), 煤柱的最大剥离深度  $d_m$  可换算为煤柱的极限剥离角  $\alpha$ :

$$\tan \alpha = \frac{d_m}{h} = \frac{2f}{4 + \pi(k-1)} \quad (15)$$

$$\tan \alpha = \frac{d_m}{h} = -\frac{R_c}{2} - \frac{\pi(k-1)f}{4} +$$

$$\sqrt{\left[ \frac{\pi(k-1)f}{4} \right]^2 + fR_c \left[ 1 + \frac{\pi(k-1)}{4} \right]} \quad (16)$$

式中,  $R_c$  为采宽采高比。

当采宽高比  $R_c$  大于其临界宽高比  $R_{\text{CD}}$  时, 剥离

角  $\alpha$  按式(15)计算,否则按式(16)计算。

式(15),(16)中的煤柱极限剥离角  $\alpha$  是任意煤柱高度条件下煤柱最大剥离量的描述,反映了煤柱剥离的极限影响范围,具有更好的概括性,因此后续分析中选择  $\tan \alpha$  表示煤柱的极限剥离程度。

## 2 影响极限剥离深度的因素分析

式(15)表明,当  $R_c$  大于  $R_{CD}$  时(称为“孤立”型煤柱),煤柱的剥离角仅与剥离体休止角和煤的碎胀系数有关,碎胀系数越大、休止角越大,则煤柱剥离角越小,煤柱剥离程度越低。而式(16)表明,当  $R_c$  小于  $R_{CD}$  时(称为非“孤立”型煤柱),煤柱的剥离角不仅与煤的碎胀系数和堆积体休止角有关,还与条带采宽采高比有关。根据相关文献,煤的碎胀系数变化在 1.05 ~ 1.20<sup>[5]</sup>,煤的休止角一般为 30° ~ 45°<sup>[26]</sup>,因此,“孤立”煤柱剥离角的取值范围为 20° ~ 40°(图 4(a))。而是否出现“孤立”煤柱与采宽采高比有关,煤的碎胀系数越大、休止角越小,产生“孤立”型剥离煤柱所需的临界采宽采高比越大(图 4(b)),从图中可见,临界采宽采高小于 2.2,即当开采厚度 6 m 时,临界开采宽度为 13 m 左右,一般的条带开采均大于该宽度,即一般不出现非“孤立”型煤柱,因此,后续分析主要以“孤立”型煤柱为主;当  $R_c$  小于  $R_{CD}$  时采宽采高比,剥离角随着采宽采高比的增加而增加,超过临界宽高比后剥离角达到极值,并产生“孤立”剥离煤柱(图 4(c))。

## 3 煤柱长期安全系数分析

假定煤柱周围堆积有剥离体,煤柱停止剥离,煤柱所受的应力按单向应力计算,则有

$$\sigma_t = \frac{\gamma H(w_p + w_c)}{w_p - 2d_m} = \frac{\gamma H(R_p + R_c)}{R_p - 2\tan \alpha} \quad (17)$$

煤柱安全系数为

$$F_t = \frac{\sigma_c}{\sigma_t} = \frac{\sigma_c}{\gamma H} \frac{w_p - 2h\tan \alpha}{w_p + w_c} = \frac{\sigma_c}{\gamma H} \frac{R_p - 2\tan \alpha}{R_p + R_c} \quad (18)$$

式中,  $\sigma_t$  为剥离后煤柱所受应力,MPa;  $F_t$  为剥离后煤柱安全系数;  $R_p$  为煤柱宽高比;  $R_c$  为采宽采高比;  $\gamma$  为覆岩平均容重, kN/m<sup>3</sup>;  $\sigma_c$  为煤的抗压强度,MPa;  $H$  为开采深度, m。

未剥离前煤柱的初始应力  $\sigma_0$ 、初始安全系数  $F_0$  分别为

$$\sigma_0 = \frac{\gamma H(w_p + w_c)}{w_p} = \frac{\gamma H(R_p + R_c)}{R_p} \quad (19)$$

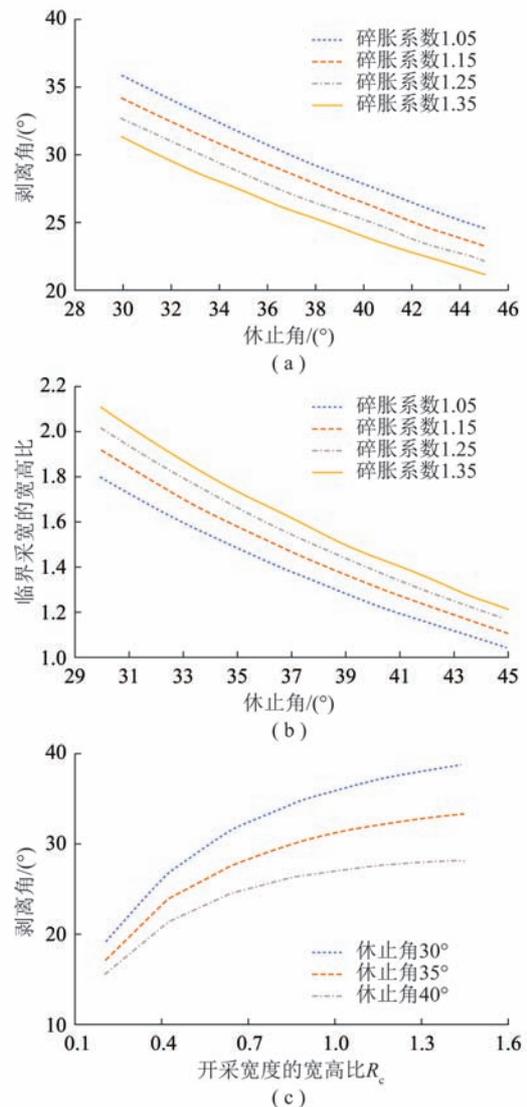


图4 剥离角和临界采宽采高比的影响因素

Fig. 4 Factors affecting peeling angle and critical width-height ratio of mining tunnel

(a) 剥离角与休止角、碎胀系数的关系; (b) 临界采宽采高比与休止角、碎胀系数的关系; (c) 当  $R_c$  小于  $R_{CD}$  时剥离角与采宽采高比的关系,碎胀系数为 1.2

$$F_0 = \frac{\sigma_c}{\sigma_0} = \frac{\sigma_c}{\gamma H} \frac{w_p}{w_p + w_c} = \frac{\sigma_c}{\gamma H} \frac{R_p}{R_p + R_c} \quad (20)$$

根据式(18)和(20),煤柱初始安全系数与剥离后安全系数的关系为

$$\frac{F_0}{F_t} = \frac{R_p}{R_p - 2\tan \alpha} \quad (21)$$

假定采出率为 50%, 开采深度 200 m, 覆岩平均重度为 2.7 kN, 煤的抗压强度为 20 MPa, 煤柱剥离角为 35°, 则由式(18),(20)计算得到的不同采宽、不同煤柱高度条件下,煤柱安全系数如图 5 所示。

由图 5 可知,在同样采出率条件下,考虑煤柱剥离的安全系数随着煤柱高度增加而成直线关系减小,

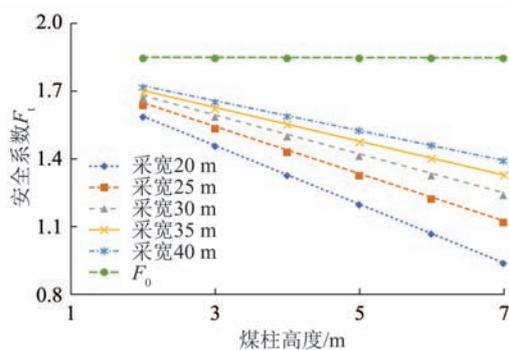


图 5 煤柱安全系数与煤柱高度关系

Fig. 5 Relationship between safety factor of coal pillar and pillar height

而不考虑煤柱剥离的安全系数( $F_0$ ) 在各种煤柱高度条件下是相同的,这或许是 SALAMON 等国内外学者在研究煤柱稳定性评价时,考虑煤柱高度影响的原因。同时由图 5 可知,在同样采出率条件下,采留宽越小,煤柱的安全系数越小,煤柱长期稳定性更差,这也说明,为保障煤柱的长期稳定性,在保证地表移动变形不超过建构建筑物临界变形值条件下,应尽量采用大采宽和大留宽。

式(21)表明,煤柱剥离后的安全系数仅取决于煤柱的宽高比、煤柱初始安全系数和煤柱的剥离角。假定煤柱剥离后保持稳定的最小安全系数为 1.0,由此得到不同剥离角和煤柱宽高比条件下,剥离煤柱保持稳定所需最小初始安全系数如图 6 所示。由图 6 可知,煤柱宽高比越小,剥离角对煤柱安全系数的影响越大;当煤柱宽高比大于 5 后,剥离角对煤柱的初始安全系数影响较小,煤柱能保持长期稳定性,这是宽高比大于 5 的现场垮落法条带煤柱能长期稳定性的原因。

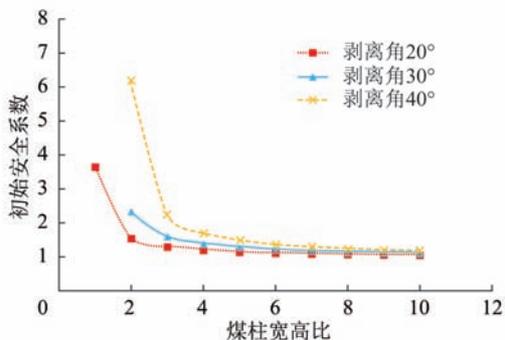


图 6 煤柱最小安全系数与煤柱宽高比、剥离角关系

Fig. 6 Relationship between minimum safety factor of pillar and width-height ratio, peeling angle

以上分析表明,考虑煤柱剥离的条带煤柱稳定性评价方法,不但能考虑煤柱宽高比的影响,同时能考虑条带采宽、采出率等对煤柱长期稳定性影响,是较

全面的条带煤柱设计方法。

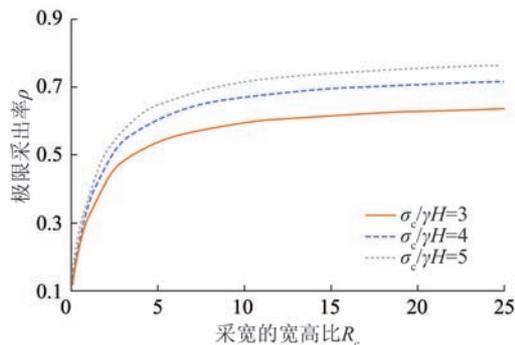
#### 4 基于煤柱剥离的条带煤柱设计及地表沉陷控制

设条带开采的采出率为  $\rho$ , 为保证剥离后煤柱安全系数大于 1, 根据式(18)可知极限采出率和煤柱最小宽高比分别为

$$\rho \leq \frac{\left(1 - \frac{\gamma H}{\sigma_c}\right) R_c}{R_c + 2 \tan \alpha} \quad (22)$$

$$R_p \geq \frac{R_c + \frac{2\sigma_c \tan \alpha}{\gamma H}}{\frac{\sigma_c}{\gamma H} - 1} \quad (23)$$

假设煤的碎胀系数为 1.2, 堆积体休止角为  $36^\circ$ , 此时  $R_{CD} = 1.56$ , 利用式(14) ~ (16) 和(22) 计算不同  $R_c$  条件下的极限采出率, 结果如图 7 所示。由图 7 可知,  $R_c$  越大极限采出率越大, 煤的强度越高, 极限采出率越大。

图 7 极限采出率  $\rho$  与采宽采高比  $R_c$  的关系Fig. 7 Relationship between ultimate extraction ratio  $\rho$  and width-height ratio of mining tunnel  $R_c$ 

上节分析表明, 协同增加煤柱、采宽采高比可以在保持煤柱长期稳定的同时提高采出率, 但开采宽度过大会增加地表沉陷, 为此, 可结合开采沉陷理论确定条带开采的极限采宽采高比。条带开采地表沉陷的典型特征是地表可能出现波浪形下沉盆地, 研究表明, 条带开采是否引起地表出现波浪形下沉盆地与开采宽度和煤柱宽度的协调有关, 若需保证地表不出现波浪形下沉盆地, 煤柱宽高比与采宽采高比需满足<sup>[22]</sup>

$$R_p + R_c \leq 0.94 \frac{r}{h} = 0.94 \frac{H}{h \tan \beta} \quad (24)$$

若为进一步减小地表的水平变形, 需满足:

$$R_p + R_c = 0.7 \frac{r}{h} = 0.7 \frac{H}{h \tan \beta} \quad (25)$$

式中,  $r$  为主要影响半径;  $\tan \beta$  为主要影响角正切。

根据式(23)和(25),地表水平变形最小时的极限采宽采高比应为

$$R_c \leq \frac{0.7H \left( \frac{\sigma_c}{\gamma H} - 1 \right) - \frac{2\sigma_c \tan \alpha}{\gamma H}}{\frac{2\sigma_c}{\gamma H}} \quad (26)$$

综上所述,设计条带煤柱时,应在控制地表沉降的基础上尽量协同提高煤柱、采宽采高比。煤柱设计的合理过程:获取煤岩应力、强度参数,根据剥离后煤柱安全系数、采出率和地表沉降控制的要求,首先确定极限采宽采高比;其次,根据极限采宽采高比,计算煤柱最小宽高比;最后,依据煤柱高度、极限采宽采高比、煤柱最小宽高比计算条带开采宽度。

## 5 实 例

峰峰一矿工人村下于1985—1987年采用条带开采了大煤,煤层厚度5.1 m,由于断层将采区分割成两部分,分别为1293上和1293下工作面,其开采技术条件下见表1。

表1 峰峰一矿工人村下条带开采技术参数  
Table 1 Parameters of strip mining for Gongrencun  
workface at Fengfeng 1 mine

	工作面			
	1293 上顶	1293 上底	1293 下顶	1293 下底
煤厚/m	5.1	5.1	5.1	5.1
平均采深/m	119.5	122.4	219.5	222.4
分层采高/m	2.2	2.2	2.2	2.2
采出率/%	51.5	51.5	57.6	57.6
采宽/m	26~29	29~35	38~50	36~50
留宽/m	26~55	26~35	30	30

根据峰峰矿区的资料,覆岩平均密度为2440 kg/m<sup>3</sup>,实测煤柱平均抗压强度为15.5 MPa,根据实际开采情况分析,取1293上工作面煤柱宽度25 m,开采宽度35 m,两分层累计开采厚度4.4 m,平均开采深度122.4 m,按式(20)计算煤柱强度,得到初始安全系数为2.21,煤柱是稳定的。如果考虑煤柱的剥离等因素,则保证煤柱长期安全系数按式(18)计算,取休止角为36°,碎胀系数1.2,由于采宽采高比为5.7,开采宽度较宽,剥离角按式(15)计算,则得到煤柱长期安全系数为1.74,剥离后煤柱安全系数降低。同理,取1293下工作面参数为:开采深度224.2 m,平均采宽44 m,留宽30 m,其余参数同1293上,计算得到初始安全系数为1.17,剥离煤柱安全系数为0.97,安全系数小于1,难以保证煤柱的稳定性。该矿开采后短期内并未发生煤柱失稳,而矿井

关闭后,由于煤柱剥离、地下水上升,使煤柱强度降低,从而导致该煤柱破坏,1293下煤柱失稳塌陷导致1293上煤柱也失稳塌陷,导致地面建筑物损害。

## 6 结 论

(1)煤柱在多种因素作用下渐进剥离,使煤柱有效尺寸减小,稳定性降低,进行条带煤柱设计时,应考虑煤柱剥离对其长期稳定性的影响。

(2)建立了条带煤柱剥离量计算式,以此为基础,构建了条带煤柱长期稳定性评价方法,分析了影响煤柱长期稳定性的因素:煤柱的长期稳定性与煤柱的宽高比及其剥离角有关,宽高比越小、剥离角越大,煤柱所需的初始安全系数越大。通过实例,证明了所提方法的正确性和可靠性,为建构物下条带开采设计及煤柱稳定性评价提供了理论和技术方法。

(3)基于煤柱剥离理论和地表沉降控制理论,给出了条带煤柱设计方法,该方法可在保证煤柱长期稳定性前提下,合理回收煤炭资源。

(4)煤柱的极限剥离程度可以通过剥离角确定,煤柱的最大剥离深度与煤柱高度和剥离角成正比,而剥离角仅与剥离堆积体的休止角、煤的碎胀系数和采宽采高比有关。

## 参考文献(References):

- [1] 白矛,刘天泉.条带法开采中条带尺寸的研究[J].煤炭学报,1983(4):19-26.  
BAI Mao, LIU Tianquan. Study on pillar size and mining width for partial mining[J]. Journal of China Coal Society, 1983(4):19-26.
- [2] 郭广礼,王悦汉,马占国.煤矿开采沉陷有效控制的新途径[J].中国矿业大学学报,2004,33(2):150-153.  
GUO Guangli, WANG Yuehan, MA Zhanguo. A new method for ground subsidence control in coal mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2004,33(2):150-153.
- [3] 郭惟嘉,王海龙,刘增平.深井宽条带开采煤柱稳定性及地表移动特征研究[J].采矿与安全工程学报,2015,32(3):369-375.  
GUO Weijia, WANG Hailong, LIU Zengping. Coal pillar stability and surface movement characteristics of deep wide strip pillar mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2015,32(3):369-375.
- [4] 郭文兵.深部大采宽条带开采地表移动的预计[J].煤炭学报,2008,33(4):368-372.  
GUO Wenbing. Surface movement predicting problems of deep strip pillar mining[J]. Journal of China Coal Society, 2008,33(4):368-372.
- [5] 何国清,杨伦,凌赓娣,等.矿山开采沉陷学[M].徐州:中国矿业大学出版社,1994.
- [6] 刘贵,张华兴,徐乃忠.深部厚煤层条带开采煤柱的稳定性[J].煤炭学报,2008,33(10):1086-1091.  
LIU Gui, ZHANG Huaxing, XU Naizhong. Coal pillar stability

- of deep and high seam strip-partial mining [J]. *Journal of China Coal Society*, 2008, 33(10): 1086-1091.
- [7] 谭毅, 郭文兵, 赵雁海. 条带式 Wongawilli 开采煤柱系统突变失稳机理及工程稳定性研究 [J]. *煤炭学报*, 2016, 41(7): 1667-1674.
- TAN Yi, GUO Wenbing, ZHAO Yanhai. Engineering stability and instability mechanism of strip Wongawilli coal pillar system based on catastrophic theory [J]. *Journal of China Coal Society*, 2016, 41(7): 1667-1674.
- [8] 吴立新, 王金庄, 郭增长. 煤柱设计与监测基础 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2000.
- [9] 王旭春, 黄福昌, 张怀新, 等. A. H. 威尔逊煤柱设计公式探讨及改进 [J]. *煤炭学报*, 2002, 27(6): 604-608.
- WANG Xuchun, HUANG Fuchang, ZHANG Huaixin, et al. Discussion and improvement for A. H. Wilson coal pillar design [J]. *Journal of China Coal Society*, 2002, 27(6): 604-608.
- [10] MERWE J N V D. Predicting coal pillar life in South Africa [J]. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 2003, 103(5): 293-301.
- [11] MERWE J N V D, MATHEY M. Update of coal pillar database for South African coal mining [J]. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 2013, 113(11): 825-840.
- [12] SALAMON M D, OZBAY M U, MADDEN B J. Life and design of bord-and-pillar workings affected by pillar scaling [J]. *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 1998, 98(3): 135-145.
- [13] VAN DER MERWE J N. Revised strength factor for coal in the Vaal basin [J]. *Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy*, 1993, 93(3): 71-77.
- [14] ESTERHUIZEN G S, DOLINAR D R, ELLENBERGER J L. Pillar strength in underground stone mines in the United States [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2011, 48(1): 42-50.
- [15] BISWAS Kousick. Study of weathering actions on partings and its effects on long term stability of coal pillar [D]. Morgantown: West Virginia University, 1997.
- [16] 方新秋, 何杰, 李海潮. 软煤综放面煤壁片帮机理及防治研究 [J]. *中国矿业大学学报*, 2009, 38(5): 640-644.
- FANG Xinqiu, HE Jie, LI Haichao. A study of the rib fall mechanism in soft coal and its control at a fully-mechanized top-coal caving face [J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2009, 38(5): 640-644.
- [17] 黄庆享, 刘建浩. 浅埋大采高工作面煤壁片帮的柱条模型分析 [J]. *采矿与安全工程学报*, 2015, 32(2): 187-191.
- HUANG Qingxiang, LIU Jianhao. Vertical slice model for coal wall spalling of large mining height longwall face in shallow seam [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2015, 32(2): 187-191.
- [18] 李晓坡, 康天合, 杨永康, 等. 基于 Bishop 法的煤壁滑移危险性及其片帮深度的分析 [J]. *煤炭学报*, 2015, 40(7): 1498-1504.
- LI Xiaopo, KANG Tianhe, YANG Yongkang, et al. Analysis of coal wall slip risk and caving depth based on Bishop method [J]. *Journal of China Coal Society*, 2015, 40(7): 1498-1504.
- [19] 汪亦显. 含水及初始损伤岩体损伤断裂机理与实验研究 [D]. 长沙: 中南大学, 2012.
- WANG Yixian. Damage weakening and fracture failure mechanism for rock mass concerning influence of water and initial defects [D]. Changsha: Center South University, 2012.
- [20] PENG Syd S, 柏建彪. 岩层控制失效案例图集 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2009.
- [21] 邓喀中, 张冬至, 张周权. 深部开采条件下地表沉降预测及控制探讨 [J]. *中国矿业大学学报*, 2000, 29(1): 52-55.
- DENG Kazhong, ZHANG Dongzhi, ZHANG Zhouquan. Study on prediction and control of surface subsidence in deep mine [J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2000, 29(1): 52-55.
- [22] 郭增长, 谢和平, 王金庄. 条带开采保留煤柱宽度和采出宽度与地表变形的关系 [J]. *湘潭矿业学院学报*, 2003, 18(2): 13-17.
- GUO Zengzhang, XIE Heping, WANG Jinzhuang. The relationship of the coal pillar width and the mining width with the surface deformation caused by strip extraction [J]. *Journal of Xiangtan Mining Institute*, 2003, 18(2): 13-17.
- [23] 邹友峰, 柴华彬. 我国条带煤柱稳定性研究现状及存在问题 [J]. *采矿与安全工程学报*, 2006, 23(2): 141-145.
- ZOU Youfeng, CHAI Huabin. Research status of strip coal pillar stability and its main problems in China [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2006, 23(2): 141-145.
- [24] KOSTECKI T, SPEARING A J S. Influence of backfill on coal pillar strength and floor bearing capacity in weak floor conditions in the Illinois Basin [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2015, 76: 55-67.
- [25] WANG Hongwei, POULSEN Brett A, SHEN Baotang, et al. The influence of roadway backfill on the coal pillar strength by numerical investigation [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2011, 48(3): 443-450.
- [26] 唐敏康. 新编矿业工程概论 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 2011.