

文章编号: 1673-3363-(2012)02-0215-05

沿空双巷合理煤柱宽度的数值模拟研究

司鑫炎, 王文庆, 邵文岗

(山西兰花集团晋山煤矿有限公司, 山西 晋城 048002)

摘要 为有效维护某矿 3405 综采面沿空双巷的稳定, 需要首先确定其沿空煤柱和巷间煤柱的合理尺寸。根据该综采面工程地质条件, 采用 FLAC^{3D} 分别对煤柱宽度为 2, 4, 6, 8, 12, 20 m 条件下沿空双巷的围岩应力、变形及塑性区分布规律进行了模拟研究。结果表明: 随沿空煤柱宽度的增加, 巷道顶底移近量呈“降、增、降”的发展趋势, 两帮移近量呈“增、降”趋势; 随巷间煤柱宽度的增加, 巷道围岩位移基本呈减小的趋势; 煤柱内峰值应力和塑性区范围均随煤柱的增加呈“增、降”趋势。综合技术经济效果等方面分析得知, 4 m 沿空煤柱和 4 m 巷间煤柱条件下, 煤柱内应力水平较低, 煤柱和巷道稳定性较好且经济合理。据此, 对 3405 综放面的沿空双巷进行掘进和合理动态叠加支护, 确保了巷道在其服务期内的安全稳定。

关键词 沿空双巷; 数值模拟; 综放开采

中图分类号 TD 313 **文献标识码** A

Numerical Research on Reasonable Width of Coal Pillar in the Double Gob-Side Entries

SI Xin-yan, WANG Wen-qin, SHAO Wen-gang

(Jushan Coal Mine, Lanhua Coal Mining Group, Jincheng, Shanxi 048002, China)

Abstract In order to maintain the stability of double gob-side entries of the 3405 fully-mechanized caving face at a coal mine, the reasonable coal pillar width of the double gob-side entries should be first determined. Based on the geological conditions, the FLAC^{3D} was used to simulate the distribution law of stress, displacement and plastic zone in surrounding rock of the gob-side entries for coal pillar widths of 2, 4, 6, 8, 12, 20 m. The results show that as the width of gob-side pillar increases the vertical convergence of the entries first decreases, then rises and last decreases again, while the horizontal convergence initially rises and then decreases; when the width of pillar between two entries increases the surrounding rock displacement of the entries decreases on the whole; the peak stress and plastic zone of coal pillars first increase and then decrease with the rise of the pillar widths. After the comprehensive analysis of the simulation results both in technology, economy and effect, we know that the 4m wide coal pillars of both along gob side and between entries are reasonable for the double gob-side entries because the coal pillars are in low stress region and more coal can be mined. According to the findings, the double gob-side entries were excavated and supported with dynamic superposition technology, which successfully solved the supporting problem of the double gob-side entries.

Key words double gob-side entries; numerical simulation; fully-mechanized caving mining

收稿日期: 2010-08-11

基金项目: 国家自然科学基金项目(50490273); 国家“十一五”科技支撑计划项目(2008BAB36B07)

作者简介: 司鑫炎(1972-), 男, 山西省晋城市人, 工程师, 从事采矿与巷道支护方面的研究。

E-mail: qymkswgt@163.com

Tel: 18603565556

某矿为了解决综放面上隅角瓦斯超限问题和提高煤炭回收率，在孤岛面上端头布置双巷，沿空侧巷道作为瓦斯回风巷，由此带来沿空煤柱和巷间煤柱的合理尺寸问题。煤柱尺寸过小，其自身稳定性差、承载能力低，且巷道也难以维护，煤柱尺寸过大又造成资源浪费，因此，研究既能保持自身稳定与巷道围岩稳定，又节约资源的合理经济的煤柱尺寸。合理的煤柱尺寸能使其与支护结构体以及巷道围岩形成具有一定承载能力的支护整体^[1-2]。前人对综放沿空掘巷时护巷煤柱尺寸的研究^[3-9]主要是针对沿空单巷，而对于沿空双巷的研究甚少。

1 计算模型

本文采取先易后难的研究思路。即先在沿空单巷条件下，分析沿空煤柱宽为2, 4, 6, 8, 12, 20 m时，围岩应力、变形及塑性区分布规律，对比得出合理的沿空煤柱尺寸。而后在确定沿空煤柱尺寸情况下，分析不同尺寸的巷间煤柱，对比确定巷间煤柱的合理尺寸。

模拟煤厚6 m，其中采高3 m，放高3 m。矩形巷道宽×高=4 m×3 m，模型长×宽×高=250 m×35 m×100 m，地应力三向等压，按巷道埋深280 m计，地层压力在模型范围内随埋深线性增大。

对于煤层，选取能反映其破坏后随变形发展峰后强度逐步降低性质的应变软化模型，其余岩层采

用摩尔—库仑模型^[10-11]，各岩层、煤层的力学参数见表1。

表1 岩石力学参数表

Table 1 Mechanical parameter of roadway's surrounding rock

岩性	单轴抗压强度/ MPa	抗拉强度/ MPa	弹性模量/ GPa	黏聚力/MPa	泊松比	密度/ (10 ³ kg·m ⁻³)
顶板砂岩	71.68	13.48	35.4	9.92	0.22	2.65
顶板泥岩	31.30	2.50	24.5	4.83	0.25	2.65
3#煤	19.58	1.57	4.71	0.90	0.26	1.55
底板泥岩	25.8	5.05	19.6	4.83	0.24	2.65
底板砂岩	52.73	7.04	32.4	8.25	0.22	2.65

基本支护参数：锚杆选用左旋无纵筋螺纹钢锚杆，树脂药卷全长锚固，其中顶板锚杆φ 22 mm，长2 400 mm，实体煤帮和煤柱帮锚杆φ 20 mm，长2 000 mm，排距900 mm，顶板锚索φ 17.8 mm，长7 800 mm，排距1 800 mm，树脂锚固长2 000 mm。

2 煤柱合理宽度研究

2.1 沿空煤柱合理宽度研究

1) 应力分布规律分析

沿空巷两侧应力随煤柱宽度变化的分布规律如图1所示。

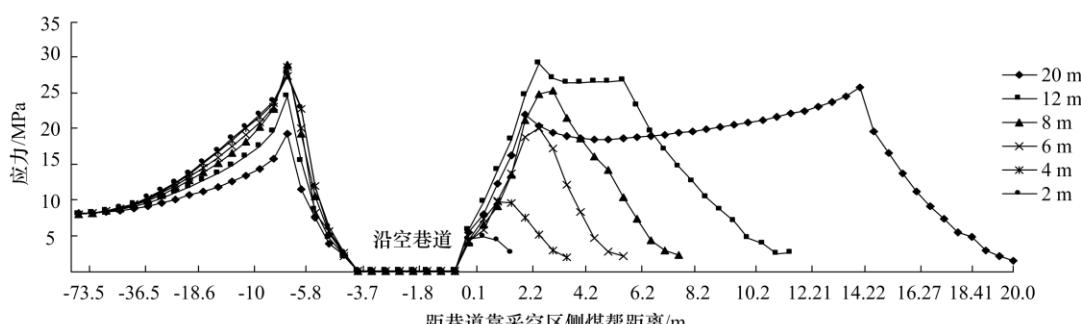


图1 不同煤柱宽度时巷道两帮应力分布曲线

Fig.1 Distribution curve of vertical stress under different pillar width

由图1可知：随煤柱增宽，煤柱内应力峰值先增后减；煤柱宽2~12 m时，煤柱内应力峰值渐增，2~4 m时增幅较小，而12~20 m时略减；当煤柱为2, 4 m时，煤柱内峰值曲线呈“缓丘形”，6, 8 m时呈“单峰形”，12 m时呈“梯形”，20 m时呈非对称“马鞍形”。

另外，当煤柱宽度较小时（小于8 m），应力峰值在巷道靠采面侧的实体煤内，煤柱宽度在2 m增

至8 m时，应力峰值随煤柱宽度增大而增大；而当煤柱宽度为8 m时，煤柱与实体煤的应力峰值相等，为25 MPa；当煤柱继续增大到12, 20 m时，应力峰值在沿空煤柱内。因此，煤柱宽由8 m至12 m的过程中，应力峰值位置发生跳跃，由巷道实体煤侧转移到沿空煤柱内，所以可认为随煤柱的增宽，8 m煤柱为应力峰值变化的突变点，沿空煤柱宽8 m时对巷道维护最为不利。

2) 位移分布规律分析

图2为巷道表面位移随煤柱宽度变化规律。

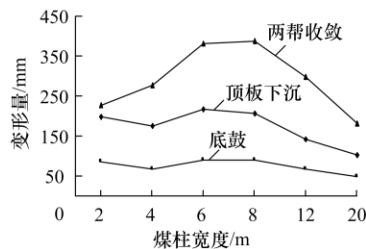


图2 不同煤柱宽度巷道表面位移变化规律

Fig.2 Comparison of the displacement around the roadway with different pillar widths

由图2可知: 煤柱宽由2 m增至20 m时, 巷道顶板下沉量、底鼓量表现出“减小→增大→再减小”的变化规律, 变化出现在4, 6 m; 两帮收敛变形先增后减, 6, 8 m时最大, 故当采用窄煤柱(≤ 8 m)护巷时, 6~8 m煤柱对控制巷道变形最为不利, 顶板下沉量达210 mm, 4 m煤柱时巷道变形最小, 为154 mm, 对巷道维护有利。

3) 塑性区分布规律

围岩塑性区分布规律是巷道破坏状况的重要标志, 同时也是认识围岩破坏形式的重要途径。由图3可知: 煤柱宽度由小变大时, 煤柱塑性破坏区由贯通变为不贯通, 煤柱宽小于12 m时, 煤柱内塑性区贯通; 煤柱宽为12, 20 m时, 塑性区未贯通,

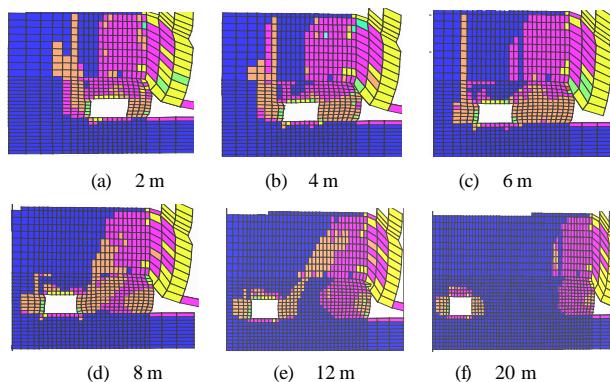


图3 不同煤柱宽度塑性区分布规律

Fig.3 Distribution of plastic zone under different pillar width

煤柱中分别有3, 11.5 m的弹性核区; 随着煤柱宽度增大, 巷道实体煤帮及巷道顶煤塑性破坏深度逐渐减小, 底板塑性区范围变化不明显。

煤柱变形形态与煤柱宽度密切相关: 2 m时, 煤柱整体向采空区侧倾斜, 巷道变形后形状近似呈平行四边形; 4 m时, 煤柱整体向采空区倾斜, 但巷帮变形不大, 基本完整; ≥ 8 m时, 煤柱受到支撑压力作用, 产生向两侧鼓起变形, 且8 m时内挤变形量最大, 达307 mm。

4) 沿空煤柱合理宽度确定

综合以上分析: 6~8 m沿空煤柱时巷道变形最大, 且煤柱处在较大的应力环境中, 对巷道维护及煤柱稳定最为不利; 煤柱宽度较大时(12, 20 m), 巷道变形虽小, 但煤柱较宽, 经济性不好; 煤柱宽度极小时(2 m), 煤柱易被压垮, 可能产生裂隙向采空区漏风并诱发自燃; 煤柱宽4 m时, 煤柱位于应力降低区, 巷道变形较小, 有利于巷道维护和煤柱稳定, 且经济合理。故煤柱宽约4 m时为该地质条件下沿空煤柱的合理尺寸。

2.2 巷间煤柱合理宽度研究

1) 应力分布规律

图4为不同巷间煤柱宽度时, 轨巷两侧应力分布规律。由图可知: 沿空煤柱内应力分布受煤柱宽度变化影响不明显, 应力峰值维持在11 MPa左右, 可见, 在沿空双巷布置系统中, 沿空煤柱因上区段回采影响, 岩体破碎承载能力低, 巷间煤柱成为支撑压力主要承载体, 决定着沿空双巷的稳定性; 随巷间煤柱增宽, 煤柱内应力峰值先增后减: 煤柱宽度从2 m到8 m时, 煤柱内应力峰值渐增, 而由8 m到20 m时减小, 巷间煤柱内应力曲线由“单峰形”变为“马鞍形”; 和单巷研究结果相似, 巷间煤柱宽度由4 m增至8 m时, 应力峰值位置也发生跳巷。因此, 认为该宽度范围内巷间煤柱对巷道维护不利。

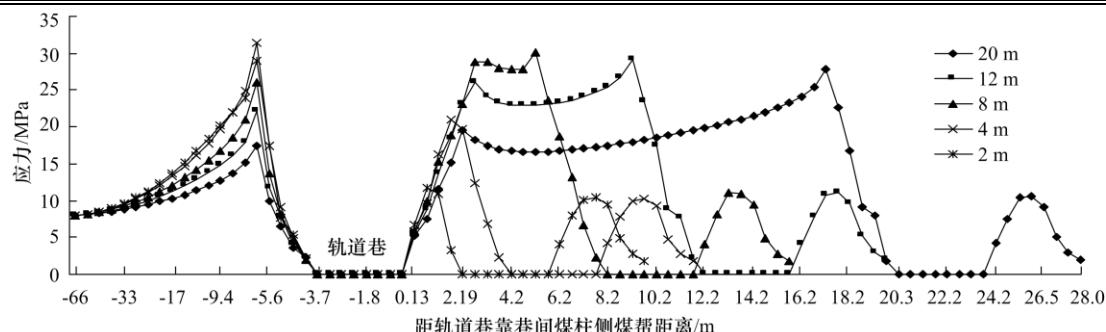


图4 不同煤柱宽度轨道巷两侧应力分布曲线

Fig.4 Distribution curve of vertical stress under different pillar width

2) 位移分布规律

图5为不同巷间煤柱宽度时轨巷及瓦斯巷表面位移变化规律。

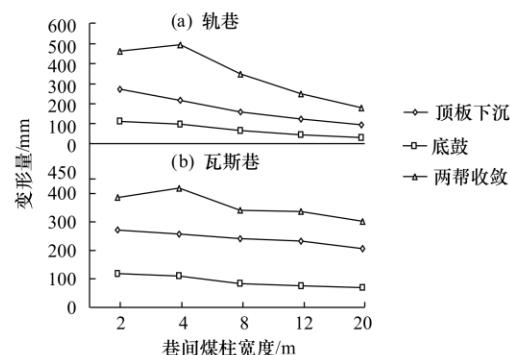


图5 不同巷间煤柱宽度时沿空巷表面位移变化规律

Fig.5 Comparison of the displacement around the roadway with different pillar width

由图可知：当巷间煤柱增宽时，两巷道的顶板下沉量及底鼓量均减小，其中瓦斯巷减小速度不明显，特别是顶板下沉量一直维持在200 mm以上，可见巷间煤柱的增大对瓦斯巷围岩变形影响不大；随巷间煤柱增宽，两巷两帮收敛变形先增后减，在4 m时，两帮收敛最大，分别达494, 414 mm。可见，煤柱为2, 4 m时不利于巷道维护。

3) 塑性区分布规律

图6是不同巷间煤柱宽度时塑性区分布规律。当煤柱宽小于8 m时，煤柱内塑性区贯通，当煤柱宽为8, 12, 20 m时，塑性区未贯通，煤柱中分别有3.5, 7, 15 m的弹性核区；随煤柱增宽，轨巷实体煤帮及顶煤塑性破坏深度逐渐减小，底板塑性区范围变化不大，瓦斯巷周边围岩破坏范围变化不大。

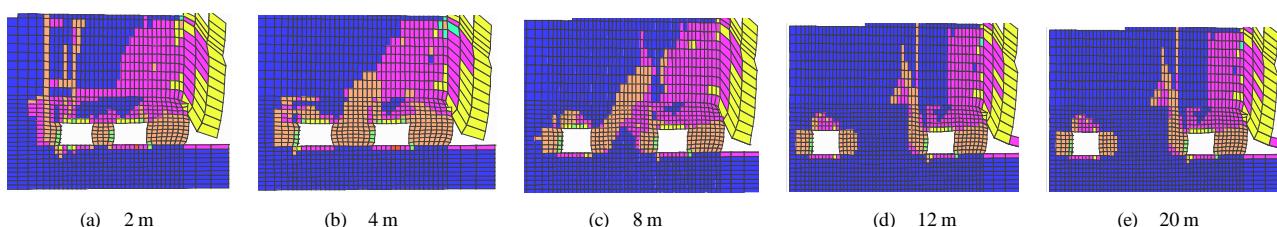


图6 不同煤柱宽度塑性区分布规律

Fig.6 Distribution of plastic zone under different pillar width

4) 巷间煤柱合理宽度确定

由上述分析可知：巷间煤柱宽度较大时(12 m, 20 m)，巷道围岩变形较小，但煤柱太宽，经济性差；煤柱为8 m时，煤柱位于高应力区，应施加较强的支护约束才能稳定，且经济性也差；煤柱宽4 m时，位于应力降低区，有利于煤柱的稳定控制，但巷道变形稍大，故支护时可相应增加围岩的加固范围，比如增加锚杆长度，且4 m煤柱时能满足经济要求；巷间煤柱宽极小时(2 m)，煤柱不利于承载且两巷顶板下沉及底臌较大；另外，不同宽度巷间煤柱时，沿空煤柱均处于完全塑性破坏状态，且巷

间煤柱可认为采场内部支撑，能回采利用，故在稳定及利于回采的前提下应尽量保证经济意义。

3 工程实践

该矿3405综放面走向长2 600 m，倾向长200 m，回采3#近水平煤层，平均厚6.1 m，顶板包括0.2 m厚的泥质页岩伪顶，5.1 m厚的细砂岩直接顶和5 m厚的砂岩老顶；底板主要为粉砂岩，水平层理发育，强度中等。煤层埋深为220~280 m。

根据研究结果，取沿空煤柱和巷间煤柱宽度均为4 m，采用动态叠加支护原理，锚网索参数如图7所示，顶板锚杆规格为Φ22 mm×L2 400 mm，间

排距 800 mm×900 mm; 实体煤帮锚杆 $\Phi 20 \text{ mm} \times L 200 \text{ mm}$, 煤柱帮锚杆 $\Phi 20 \text{ mm} \times L 400 \text{ mm}$ (贯穿煤柱), 间排距 850 mm×900 mm; 树脂药卷加长锚固, 预紧扭矩 $\geq 150 \text{ kN m}$ 。锚索规格为 $\Phi 17.8 \text{ mm} \times L 7800 \text{ mm}$, 间排距 1600 mm×1800 mm, 预紧力 $\geq 150 \text{ kN}$ 。根据该矿经验对采面前 55~20 m 范围巷道采用排距为 900 mm 的单体液压支柱+铰接顶梁(每排 2 根), 前 20 m 范围内采用每排 3 根柱进行加强支护。

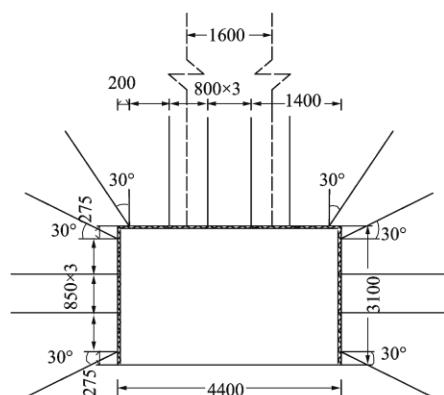


图7 锚杆(索)布置图 (mm)

Fig.7 Bolting layout

回采期间巷道围岩变形如图 8 所示, 回采期间轨巷顶底和两帮收敛量分别为 700, 600 mm, 巷道围岩变形得到有效控制, 煤柱整体稳定, 表明设计的煤柱宽度和支护参数合理, 但巷道受固定支撑压力影响的位移远小于采动影响, 故支护时应着重考虑采动影响。

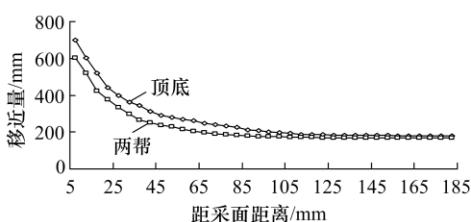


图8 回采期间巷道围岩变形
Fig.8 Deformation of rocks around roadway during actual mining

4 结 论

1) 随沿空煤柱增宽, 煤柱内应力峰值先增大后减小, 煤柱宽度由 8 m 增加到 12 m 时, 应力峰值从巷道实体煤侧移至沿空煤柱内, 该煤柱宽度范围是应力峰值变化的突变点, 沿空巷顶底变形先减后增再减, 两帮先增后减, 6~8 m 煤柱巷道变形最大; 随巷间煤柱增宽, 沿空煤柱内应力维持在 11 MPa, 巷间煤柱为支撑压力主要承载体, 煤柱内应

力峰值先增后小, 4~8 m 煤柱内应力峰值发生突变。

2) 合理的窄煤柱宽度应确保煤柱及巷道处于有利的应力环境中、巷道变形较小且经济合理。合理的沿空双巷窄煤柱宽度为: 沿空煤柱 4 m, 巷间煤柱 2~4 m。

3) 沿空双巷条件下 4 m 沿空煤柱和 4 m 巷间煤柱, 采用动态叠加支护技术可有效解决该类煤柱及巷道支护问题, 保证回采顺利的同时, 解决了综采面上隅角瓦斯超限问题和提高了煤炭回收率。

参 考 文 献:

- [1] 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 Guang-xiang, YANG Ke, LIU Quan-ming. 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.
- [2] 刘长友, 刘奎, 郭永峰, 等. 超长“孤岛”综放面大煤柱护巷的数值模拟[J]. 中国矿业大学学报, 2006, (35)4: 473-477.
LIU Chang-you, LIU Kui, GUO Yong-feng, et al. Numerical simulation on roadway protected by wide coal pillar in super-wide and isolated island fully mechanized top-coal caving face[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, (35)4: 473-477.
- [3] 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 Jian-biao, HOU Chao-jiong, HUANG Han-fu. Numerical simulation study on stability of narrow coal pillar [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, (23) 20: 3475-3479.
- [4] 高明仕, 窦林名, 张农, 等. 煤(矿)柱失稳冲击破坏的突变模型及其应用[J]. 中国矿业大学学报, 2005, 34(4): 433-437.
GAO Ming-shi, DOU Lin-Ming, ZHANG Nong, et al. Cusp catastrophic model for instability of coal pillar burst damage and analysis of its application[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2005, 34(4): 433-437.
- [5] 彭苏萍, 孟召平. 长壁工作面顶底板稳定性数值模拟[J]. 中国矿业大学学报, 1999, 28 (1): 41-45.
PENG Su-ping, MENG Zhao-ping. Numerical simulation on roof and floor stability in long wall faces[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1999, 28 (1): 41-45.
- [6] MED HURST T P, BROWN E T. A study of the mechanical behavior of coal for pillar design[J]. Int J Rock Mech Min Sci, 1998, 35(8): 1087-1105.
- [7] 杨科, 谢广祥. 窄煤柱综放巷道围岩应力场特征[J]. 采

- 矿与安全工程学报, 2007, 24(3): 311-315.
- YANG Ke, XIE Guang-xiang. Stress field of surrounding rocks of fully mechanized top-coal caving gateway with small pillars[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2007, 24(3): 311-315.
- [8] 谢文兵, 王世彬, 冯光明. 放顶煤开采沿空留巷围岩移动规律及变形特征[J]. 中国矿业大学学报, 2004, 33 (5): 513-516.
- XIE Wen-bing, WANG Shi-bing, FENG Guang-ming. Surrounding rock movement regularity and deformation feature around gob2side entry retaining in top coal caving mining face[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2004, 33 (5): 513-516.
- [9] 梁兴旺, 王连国, 何兴华, 等. 沿空掘巷窄煤柱合理宽度的确定[J]. 矿业研究与开发, 2007, 27(2): 29-31. LIANG Xing-wang, WANG Lian-guo, HE Xing-hua, et al. Determination of the reasonable narrow coal pillar width of roadway driving along goaf[J]. Mining Research and Development, 2007, 27(2): 29-31.
- [10] 谢文兵, 陈晓祥, 郑百生. 采矿工程问题数值模拟研究与分析[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2005: 86-89.
- [11] MOHAMMAND N. The Relation between in situ and laboratory rock properties used in numerical modeling [J]. Int J Rockmech Min Sci, 1997, 34(2): 289-297.