

文章编号: 1000-7598 (2011) 12-3768-06

无底柱分段崩落法采场稳定性分析

陶干强, 任青云, 罗 辉, 刘振东

(南华大学 核资源与核燃料工程学院, 湖南 衡阳 421001)

摘 要: 无底柱分段崩落法是国内外地下矿山广泛采用的采矿方法。长期以来由于受凿岩、装药以及出矿设备的制约, 国内矿山大多采用小结构参数的无底柱分段崩落法, 所产生的地压问题十分严重, 开采效率低。近年来无底柱分段崩落法朝着增大采场结构参数的方向发展, 不但有利于改善采场稳定性, 同时还降低了生产成本。因此, 开展采场稳定性分析有利于实现安全、高效开采。采用三维有限元方法对 10 m×10 m、15 m×15 m、15 m×20 m 共 3 种不同结构参数的崩落法采场进行了数值模拟, 对进路开挖与矿石回采两个不同过程的巷道顶板竖直位移、主应力进行分析。数值计算结果表明: 进路开挖时 15 m×20 m 与 10 m×10 m 的结构参数相比较, 巷道顶板的竖直位移降低了 20.1%, 最小主应力下降了约 18.8%; 开采过程中顶板的竖直位移、主应力值都比进路开挖时小, 采场地压得到改善; 进路开挖与矿石回采过程巷道顶板的竖直位移和主应力值都随着结构参数的增大而降低。因此, 大结构参数能更好地改善采场地压, 增强采场稳定性, 采用大结构参数的无底柱分段崩落法是安全可行的。

关 键 词: 无底柱分段崩落法; 结构参数; 有限元数值模拟; 采场稳定性

中图分类号: TU 457

文献标识码: A

Stability analysis of stope in pillarless sublevel caving

TAO Gan-qiang, REN Qing-yun, LUO Hui, LIU Zhen-dong

(School of Nuclear Resources and Nuclear Fuel Engineering, University of South China, Hengyang, Hunan 421001, China)

Abstract: The pillarless sublevel caving is one of major mining methods in underground mine at home and abroad. As for the equipment constraint of rock drilling and blasting, the sublevel caving with small structural parameters has been applied for a long time processing with dynamite, and ore removal, which caused some problems such as serious ground pressure and low mining efficiency. In recent years, enlarging structural parameters is gradually used in pillarless sublevel caving, which improves both the mining stability and economic efficiency. Therefore, the analysis of underground pressure in pillarless sublevel caving favors the realistic safety, and the high effective mining. Three different structural parameters models (10 m×10 m, 15 m×15 m, 15 m×20 m) have been simulated. By adopting three-dimensional finite element method, and analysis has been done on the displacement and stress on the different processes of excavation and ore mining. The results are as follows: Firstly, compared 15 m×20 m with 10 m×10 m, the displacement of admission passage roof is reduced by 20.1% and the minor principal stress is also lowered by 18.8%. Secondly, the roof displacement and the stress in mining process is smaller than excavation process; the problems of underground pressure has been improved. Thirdly, the vertical displacement and principal stress is lowered with the increase of the structural parameters both in excavation and ore mining process. The results show the higher structural parameters possess better stability, and can improve the underground pressure. Therefore, using the large-spacing pillarless sublevel caving is safe and feasible.

Key words: pillarless sublevel caving; structural parameter; finite element numerical simulation; stope mining stability

1 引 言

无底柱分段崩落法具有生产工艺简单、作业效率高、成本低和生产安全等优点, 在国内外金属矿山中获得了广泛应用。我国应用崩落法采出的矿量,

地下铁矿山占采出矿石总量的 85%以上, 有色金属矿山约占 35%^[1]。图 1 为无底柱分段崩落法典型方案图, 其结构参数包括分段高度 H 、进路间距 B 、步距 L 、进路尺寸 (进路宽度 b 和进路高度 h) 等, 上下分段回采进路采用交错布置, 相邻两个分段的

收稿日期: 2010-06-29

基金项目: 湖南省自然科学基金项目 (No. 07JJ3090)。

第一作者简介: 陶干强, 男, 1971 年生, 博士, 副教授, 主要从事采矿工艺、散体动力学方面的研究。E-mail: nhutgq@126.com

回采进路在空间上呈菱形构造。结构参数(尤其是大结构参数)对采用无底柱分段崩落法开采的矿山的采准、切割工程量、矿石回收指标以及采场稳定性等方面都有重大影响。一般对矿石回收指标影响较大者有 H 、 B 、 L , 而对进路稳定性影响较大的为 b 、 h 、 H 、 B 。因此, 矿石回收指标和采场稳定性的影响因素是相互的^[2]。同时, 采场稳定性问题也极大地影响着开采过程的安全、强度和效益。

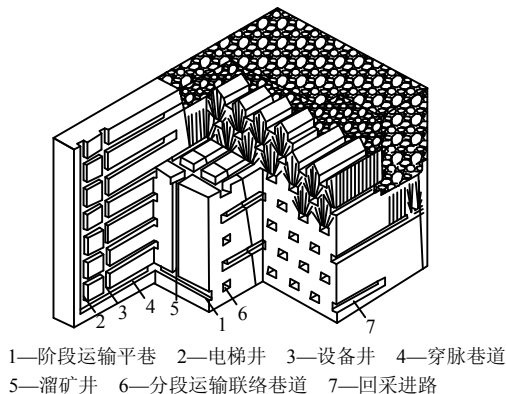


图 1 无底柱分段崩落法典型方案结构图
Fig.1 Typical scheme of pillarless sublevel caving

长期以来由于受凿岩、装药和出矿设备的制约, 国内矿山大都采用 $10\text{ m} \times 10\text{ m}$ 小结构参数的无底柱分段崩落法, 产生的地压问题十分严重, 开采效率较低。地压活动特征通常以巷道和中深孔炮孔的变形、破坏形式出现。由于地压问题, 很多矿山长期无法正常生产, 采场垮冒严重, 矿石损失大, 资源回收率低, 经济效益差^[3]。而采用大间距结构参数不但可以改善矿山的地压问题, 同时还降低了生产成本, 可取得良好的经济效益, 因此, 无底柱分段崩落法向大结构参数方向发展已成为必然的趋势。如瑞典的基律纳铁矿将结构参数(分段高度 $\times$ 进路间距)由 $12\text{ m} \times 16.5\text{ m}$ 提高到 $24\text{ m} \times 33\text{ m}$; 马尔姆贝尔格铁矿由 $15\text{ m} \times 15\text{ m}$ 增加到 $20\text{ m} \times 22.5\text{ m}$ 。国内采用无底柱分段崩落法开采的矿山, 采场结构参数较大的有程潮铁矿($17.5\text{ m} \times 15\text{ m}$)、北洛河铁矿($15\text{ m} \times 18\text{ m}$)、梅山铁矿($15\text{ m} \times 20\text{ m}$)、镜铁山铁矿($20\text{ m} \times 15\text{ m}$)、大红山铁矿($20\text{ m} \times 20\text{ m}$)等^[4]。

国内外对空场法、留矿法等地压的研究较多。大间距开采技术是在无底柱分段崩落法的基础上形成的新的开采技术, 由于起步晚, 所以对这方面的研究比较少。因此, 对大结构参数无底柱分段崩落法的地压分析具有一定的实用价值, 对于大间距无底柱分段崩落法在地下矿山中推广应用具有十分重要的意义。随着计算机技术的发展, 数值模拟技术

在采矿工程和岩土工程领域得到了快速发展和应用^[5-7]。本文利用岩土力学理论的数值模拟方法, 主要模拟了进路开挖与回采过程对进路顶板位移、应力的变化情况。分析采场结构参数对无底柱分段崩落法采场稳定性的影响规律, 为合理选择采场结构参数提供理论依据。

2 采场稳定性数值模拟与材料参数

巷道围岩稳定性是无底柱分段崩落法安全生产的重要条件。不同的结构参数, 使巷道群的分布和进路尺寸不同, 相应地采场稳定性也不相同。对传统的小结构参数($H = 10\text{ m}$, $B = 10\text{ m}$), 与大结构参数($H = 15\text{ m}$, $B = 15\text{ m}$; $H = 15\text{ m}$, $B = 20\text{ m}$)的进路开挖与回采过程中应力和位移变化情况进行了三维数值模拟分析。

2.1 三维数值模型

国内某铁矿一期采矿工程在 -198 m 以上, 矿山生产初期采用的采场结构参数为 $10\text{ m} \times 10\text{ m}$, 二期采矿工程位于 $-198 \sim -330\text{ m}$, 采用的采场结构参数为 $15\text{ m} \times 15\text{ m}$, 在 -258 m 以下全面采用 $15\text{ m} \times 20\text{ m}$ 。以该矿山 -258 m 以下的一个采场作研究对象, 利用大型有限元分析软件分析结构参数对采场稳定性的影响规律。数值模型的构建过程如下:

(1) 根据弹塑性力学理论, 为了计算需要和较高的计算精度, 计算采用的模型范围一般为采动区域范围的 3~5 倍^[8-9]。

(2) 无底柱分段崩落法是在覆岩下进行放矿, 覆盖层的厚度应大于分段高度, 一般为 $15 \sim 20\text{ m}$ ^[8], 因此, 覆盖层的厚度取 18 m 。

(3) 为了分析结构参数对采场稳定性的影响, 建立了 $10\text{ m} \times 10\text{ m}$ 、 $15\text{ m} \times 15\text{ m}$ 、 $15\text{ m} \times 20\text{ m}$ 共 3 种不同结构参数的采场模型。进路断面主要根据采掘设备来决定, 从放矿规律和降低矿石损失贫化指标的角度考虑, 宽而低的矩形巷道较为有利。进路断面的选择应同时考虑采场的稳固性, 进路越宽或者进路越高, 均不利于采场稳定。考虑到这些因素的影响, 该矿山的进路尺寸设计为 $b = 3.6\text{ m}$, $h = 3.2\text{ m}$ 。矿体的体积为 $62\text{ m} \times 40\text{ m} \times 30\text{ m}$, 矿体以上有 18 m 厚的覆盖层, 四周扩展部分为围岩, 据此建立了 $186\text{ m} \times 120\text{ m} \times 144\text{ m}$ 的三维数值模型, 见图 2。

(4) 在采动区域及其附近网格划分较为精细, 而以外的区域则采用较为稀疏的网格, 这样可以减少节点数和单元数, 同时使计算结果更为精确。

(5) 由于采动影响的范围是有限的, 在离围岩较远处的位移值将很小, 当计算模型足够大时可将

模型边界处位移视为 0。因此,在模型边界处采取位移约束,即模型的底面全约束,模型的 4 个侧面限制垂直于该平面的水平方向移动^[10]。

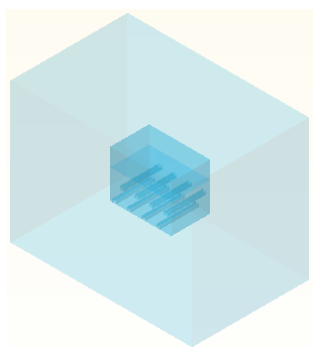


图 2 三维实体模型
Fig.2 3D solid model

2.2 矿岩物理力学参数的确定

根据地质条件和矿山实际情况,将矿岩简化为 3 种基本模型:岩石、矿体和散体介质。围岩的力学参数的选取依据岩块力学性质测试结果,并考虑了岩体的结构效应、地下水等因素,对岩块力学按照 Bieniawski 的岩体质量分类法进行适当的修正^[7]。崩落的散体,依据膨胀系数采取适当的折减,主要的物理力学参数为岩体的重度 γ 、弹性模量 E 、泊松比 μ 、黏聚力 c 和内摩擦角 φ 。

表 1 矿岩力学参数

Table 1 Mechanical parameters of ore and rock

介质类型	E / MPa	μ	γ / (kN/m ³)	c / MPa	φ / (°)
围岩	6 000	0.25	25.6	1.2	34.0
矿体	7 000	0.27	37.5	0.9	28.6
崩落散体	70	0.40	25.0	0.6	17.8

3 计算方法及步骤

3.1 计算方法

根据原始地应力测量结果,垂直方向正应力大小与自重应力 γH 基本一致,存在一定的水平构造应力 $\sigma_x = \lambda_1 \sigma_y$, $\sigma_z = \lambda_2 \sigma_y$ ^[11], λ_1 、 λ_2 为侧压力系数。

破坏准则为摩尔-库仑准则,力学模型为

$$f_s = \sigma_1 - \sigma_3 \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} - 2c \sqrt{\frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}} \quad (1)$$

式中: σ_1 、 σ_3 分别为最大、最小主应力; f_s 为摩尔-库仑准则的函数关系。

3.2 计算内容

计算分 3 步进行: ①计算未开挖时的初始应力

场(只施加重力荷载); ②计算进路开挖时的应力、应变、位移等的变化(进路开挖时,进路群按照从左到右、从上到下的顺序开挖,每个阶段作为一个开挖步,主要模拟进路开挖过程对进路顶、底板的影响); ③计算矿体开采过程中应力、应变、位移等的变化(矿体开采过程是在进路开挖后进行的,主要模拟上阶段的矿石开采过程对下部进路顶、底板的影响)。

4 计算结果及其分析

该采场模型的稳定性计算,模拟了进路开挖与矿石回采过程对进路顶板及底板的影响,模型计算结果由竖直位移云图、主应力云图、安全率表示。为了更清楚地显示采场的位移与应力变化规律,采用剖面图相关云图来进行稳定性分析。

4.1 进路开挖时计算结果分析

在顶板的位移中,竖直位移是采场稳定性的重要参数,因为过量的竖直位移将直接导致顶板的冒落与地表的沉陷,位移分析重点是顶板及护顶层。由图 3~5 可以看出,模型的竖直位移场呈现规律的交错分布,这是因为相邻两个分段的进路在空间上呈菱形构造,各巷道具有相同的位移分布规律,中间位移比较大,两帮位移比较小。同时随着进路的开挖底层巷道的竖直位移值变为正值,即底板呈向上拱的现象。这是因为随着开挖深度的加大,围岩周边水平方向的应力作用大于垂直方向而使巷道向内侧收敛从而使底板向上拱。由表 2 可以看出方案 I、方案 II、方案 III 3 种不同结构参数的采场,随着进路的开挖,竖直位移最大值分别为 12.35、10.34、9.78 mm。通过比较可以看出,方案 III 的竖直位移比方案 I 减少了约 2.57 mm,减少约 20.1%,方案 II 的竖直位移比方案 I 也减少了 2.01 mm,降低约 16.3%。从 3 种方案进路开挖时的位移情况可以看出,随着结构参数的增大,采场顶板的竖直位移降低。

由图 3~5 的应力图可以看出,巷道两帮呈现较大的应力集中,周边最大。往深部发展逐渐恢复到原岩应力状态。随着巷道的开挖,应力不断地释放与调整,围岩均向进路内收敛,主应力值逐渐变大。由计算结果可以看出,方案 I、方案 II、方案 III 最大主应力分别为 2.54、2.15、2.06 MPa; 最小主应力分别为 6.07、5.21、4.93 MPa。开挖过程主应力值都为负,即主应力为压应力。

安全率表示岩体强度与岩体受力的比值,安全率越大则越安全,根据计算得出方案 I、方案 II、方

案 III 3 种不同结构参数模型的安全率分别为 1.225、2.024、2.830。

综合进路开挖后的位移、应力、安全率的模拟结果，相同条件下大结构参数采场的应力集中与竖直位移有很大改善，从安全率来看，方案 II、方案 III 都较方案 I 大，体现了大结构参数无底柱分段崩落法的优越。这是因为大间距无底柱分段崩落法加大了进路间距，改善了巷道的应力集中状态，提高了回采巷道的稳定性。另外由于加大了进路间距，

减少了进路数量，暴露的矿岩面积减少，也有利于采场地压的改善。

表 2 进路开挖计算结果表
Table 2 Calculation of excavation

方案	结构参数 /(m×m)	竖直位移 /mm	σ_1 /MPa	σ_3 /MPa	安全率
I	10×10	-12.35	-2.54	-6.07	1.225
II	15×15	-10.34	-2.15	-5.21	2.024
III	15×20	-9.78	-2.06	-4.93	2.830

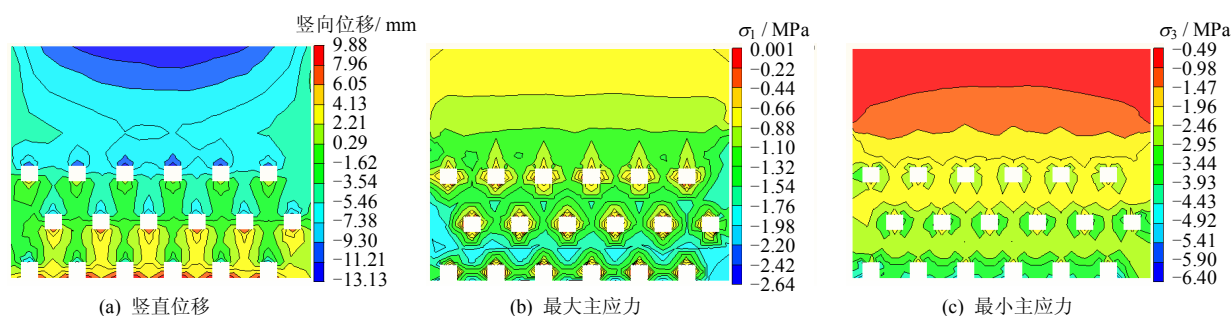


图 3 10 m×10 m 进路开挖计算结果图

Fig.3 Calculation results of 10 m×10 m in excavation

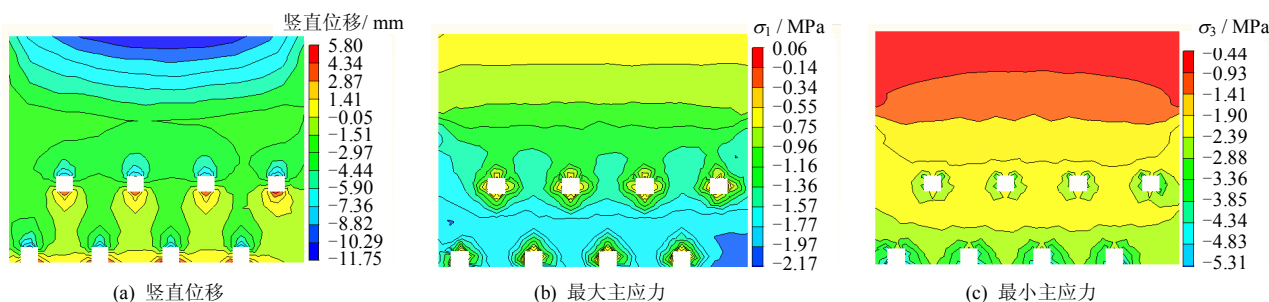


图 4 15 m×15 m 进路开挖计算结果图

Fig.4 Calculation results of 15 m×15 m in excavation

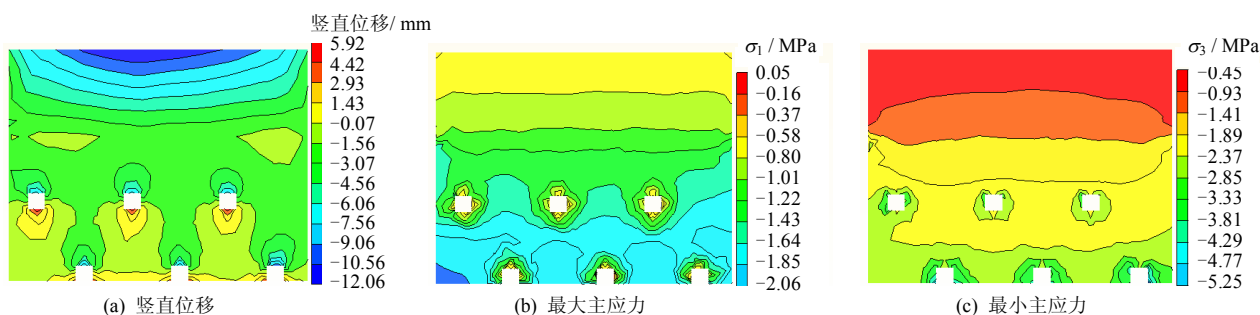


图 5 15 m×20 m 进路开挖计算结果图

Fig.5 Calculation results of 15 m×20 m in excavation

4.2 回采过程计算结果分析

图 6 为结构参数为 15 m×20 m 时矿石回采过程的位移、应力变化图。可以看出，矿石开采过程中，位移与应力变化与进路开挖过程有相似的变化规律，只是开采过程中的位移值和应力值要比进路开

挖时小。这是因为无底柱分段崩落法的开采过程是在覆岩作用下进行的。随着矿石的开采，上层覆岩充填采空区，改善了采场的地压。由表 3 可以看出，随着进路间距的加大，开采过程中巷道顶板的位移、应力有减小的趋势。方案 I、方案 II、方案 III 3 种

不同结构参数的采场,回采过程中巷道顶板最大位移分别为 10.2、9.1、6.7 mm,最大主应力分别为 2.19、2.17、2.05 MPa,最小主应力分别为 5.73、5.30、4.46 MPa,安全率分别为 1.722、1.875、2.232。

综合无底柱分段崩落法进路顶板的位移、应力的模拟结果可知,结构参数对采场的稳定性有较大影响。在同样的地质条件、动荷载条件下,无论是进路开挖还是矿石开采过程,大间距采场更安全。

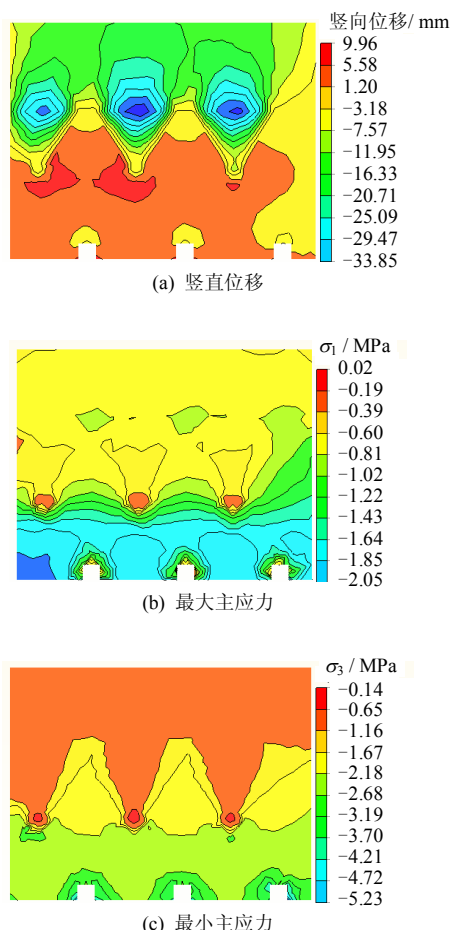


图6 15 m×20 m 巷道回采计算结果图

Fig.6 Calculation results of 15 m×20 m ore mining

表3 矿石开采过程计算结果表

Table 3 Calculation of ore mining

方案	结构参数 /(m×m)	竖直位移 /mm	σ_1 /MPa	σ_3 /MPa	安全率
I	15×15	-10.2	-2.19	-5.73	1.722
II	15×20	-9.1	-2.17	-5.30	1.875
III	15×20	-6.7	-2.05	-4.46	2.232

5 结 论

(1) 利用大型有限元软件对无底柱分段崩落法结构参数与采场稳定性的关系进行了数值模拟,建立了 10 m×10 m、15 m×15 m、15 m×20 m 共 3 种不同方案结构参数的数值模型,分别模拟了进路开挖

与矿石回采过程对进路顶、底板的影响。

(2) 进路开挖过程的数值模拟计算结果得出,方案 I、方案 II、方案 III 3 种方案的采场最大竖直位移分别为 12.35、10.34、9.78 mm,最大主应力分别为 2.54、2.15、2.06 MPa,最小主应力分别为 6.07、5.21、4.93 MPa,安全率分别为 1.225、2.024、2.830。通过分析得出主应力、竖直位移都随着进路间距的加大有降低的趋势,大结构参数具有更好的稳定性。

(3) 矿石回采过程的数值模拟计算结果得出,方案 I、方案 II、方案 III 3 种方案采场最大竖直位移分别为 10.2、9.1、6.7 mm,最大主应力分别为 2.19、2.17、2.05 MPa,最小主应力分别为 5.73、5.30、4.46 MPa,安全率分别为 1.722、1.875、2.232。通过分析得出回采过程与进路开挖时有相似的变化规律,即随着进路间距的加大,主应力与竖直位移都降低。但回采后进路顶板的位移和主应力值比进路开挖时要小,这说明无底柱分段崩落法能很好地改善采场的地压。

(4) 本文数值模拟结果对该矿山结构参数的确定具有一定的指导意义。然而结构参数的选择涉及很多其他方面的因素,如放矿效果、设备选择、采矿成本等问题,因此,结构参数的确定应综合考虑这些影响。随着采矿工艺技术的发展以及大型凿岩设备和高效无轨采矿设备的投入使用,无底柱分段崩落法将向大结构参数方向发展。

参 考 文 献

- [1] 刘兴国. 放矿理论基础[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1995.
- [2] 姜谟男, 赵德孝, 王水平, 等. 无底柱崩落采矿大断面结构参数的数值模拟研究[J]. 岩土力学, 2008, 29(10): 2642—2646.
JIANG An-nan, ZHAO De-xiao, WANG Shui-ping, et al. Numerical simulation of structural parameters of large section pillarless sublevel caving of Jinshandian Ore Mine[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2008, 29(10): 2642—2646.
- [3] 樊继平. 大间距无底柱分段崩落法地压活动规律研究[D]. 西安: 西安建筑科技大学, 2005.
- [4] 江兵. 大冶铁矿无底柱分段崩落法采场结构参数优化的研究[D]. 武汉: 武汉科技大学, 2008.
- [5] 杨典森, 陈卫忠, 杨为民, 等. 龙滩地下洞室群围岩稳定性分析[J]. 岩土力学, 2004, 25(3): 391—395.

- YANG Dian-sen, CHEN Wei-zhong, YANG Wei-min, et al. Stability analysis of surrounding rock mass of Longtan underground caverns[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2004, 25(3): 391—395.
- [6] 谢和平, 陈忠辉, 周宏伟, 等. 基于工程体和地质体相互作用的两体力学模型初探[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(9): 1457—1464.
- XIE He-ping, CHEN Zhong-hui, ZHOU Hong-wei, et al. Study of two-body mechanical model based on interaction between structural body and geo-body[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(9): 1457—1464.
- [7] 刘晓明, 罗周全, 杨承祥, 等. 基于实测的采空区稳定性数值模拟分析[J]. 岩土力学, 2007, 28(增刊 1): 521—526.
- LIU Xiao-ming, LUO Zhou-quan, YANG Cheng-xiang, et al. Analysis of stability of cavity based on cavity monitoring[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2007, 28(Supp.1): 521—526.
- [8] 《采矿手册》编辑委员会. 采矿手册[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2008.
- [9] 王新民, 王长军, 张钦礼, 等. 基于 ANSYS 程序下的采场稳定性分析[J]. 金属矿山, 2008, (8): 17—25.
- WANG Xin-min, WANG Chang-jun, ZHANG Qin-li, et al. ANSYS-based stability analysis of stope[J]. **Metal Mine**, 2008, (8): 17—25.
- [10] 蔡枫, 郑永来. 土钉墙数值模拟在干船坞坞墙中应用探讨[J]. 岩土力学, 2009, 30(增刊 2): 560—564.
- CAI Feng, ZHENG Yong-lai. Application research on numerical simulation of soil nailing wall for dry dock wall[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2009, 30(Supp.2): 560—564.
- [11] FREIDIN A M, NEVEROV S A, NEVEROV A A, et al. Mine stability with application of sublevel caving schemes[J]. **Mineral Mining Technology**, 2008, 44(1): 82—91.