

DOI: 10.16285/j.rsm.2015.06.027

崩落法转充填法采矿地表移动二维离散元程序数值模拟及其规律验证

曹 帅^{1,2}, 杜翠凤^{1,2}, 母昌平³, 雷远坤⁴

(1. 北京科技大学 金属矿山高效开采与安全教育部重点实验室, 北京 100083; 2. 北京科技大学 土木与环境工程学院, 北京 100083; 3. 四川省冶金设计研究院, 四川 成都 610041; 4. 武钢矿业公司程潮铁矿, 湖北 武汉 430080)

摘 要: 基于数字式全景钻孔摄像系统及现场统计对井下矿体及围岩进行了节理调查分析, 利用 Surpac 建立了采空区三维模型并进行剖分, 最终建立了二维离散元模型 (UDEC), 研究不同水平矿体开采时位移场的变化规律和采空区上覆岩层的冒落形式, 记录并分析矿体开采过程中岩石移动角变化规律并进行了对比验证。研究结果表明: 充填法开采-430~-500 m 矿体时, 采空区最大位移为 205.6 cm, 小于崩落法的 215.2 cm; 对比充填法和崩落法新副井沉降值和水平位移值发现, 充填法地表倾斜率为 0.56 mm/m, 小于崩落法的 1.22 mm/m, 水平变形率为 1.03 mm/m, 小于崩落法的 1.31 mm/m, 对于控制新副井沉降和地表移动具有良好效果。在崩落法开采时覆岩移动存在一定间歇性和跳跃性, 冒落过程中可能形成自稳平衡拱, 从而形成隐伏采空区。根据实际监测与模拟结果对比, 在同一水平开采时间较长时, 移动角减小速率呈跳跃性非均匀变化, 表现为缓慢变化-加速变化-缓慢变化-加速变化的循环过程, 进一步验证了自稳平衡拱和隐伏采空区的存在。

关 键 词: 崩落法; 充填法; 节理调查; 二维离散元程序 (UDEC) 模型; 地表变形

中图分类号: TD8

文献标识码: A

文章编号: 1000-7598 (2015) 06-1737-08

UDEC- based modelling of mining surface movement due to transforming from block caving to sublevel filling and its law verification

CAO Shuai^{1,2}, DU Cui-feng^{1,2}, MU Chang-ping³, LEI Yuan-kun⁴

(1. Key Laboratory of High-Efficient Mining and Safety of Metal Mines of Ministry of Education, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China; 2. School of Civil and Environmental Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China; 3. Sichuan Metallurgical Design & Research Institute, Chengdu, Sichuan 610041, China; 4. Chengchao Iron Mine, Wuhan Iron & Steel Group Minerals Co., Ltd., Wuhan, Hubei 430080, China)

Abstract: An investigation into the joints of the ore body and rock mass at Chengchao iron mine is performed with combination of digital panoramic borehole camera system and in-situ statistics. Based on software Surpac, a 3D model for the gob is built. By subdividing the 3D model, a 2D discrete element model based on Universal Distinct Element Code is developed. The model is utilized to simulate the law of displacement fields and the rock-fall patterns of the overlying rock at different elevations when ore bodies are mined. The variations of the rock movement angle are analyzed. It is shown that: (1) When the ore bodies at the elevations between -430m and -500m are mined using back filling method; the maximum displacement for the gob is 205.6cm, which is smaller than the 215.2cm measured with the caving method. By comparing the settlement values and the horizontal displacement values of the auxiliary shaft, it is found that the incline rate of surface is 0.56mm/m for back filling method, smaller than the 1.22mm/m for the caving method; the horizontal deformation rate is 1.03mm/m, smaller than the 1.31mm/m for the caving method; it is shown that the back filling method has a good effect on controlling overlying rock displacement and ground movement. (2) The movement of the overlying rock behaves in the manner of intermittence and jump when using the caving method. A self-balancing arch can be formed in the process of the overlying rock falling; hence, a number of hidden gobs may occur. Based on the comparison between the practical monitoring data and the numerical simulation, it is found that when a long period mining is carried out at a given depth, the decrease rate of movement angle exhibits a nonuniform variation mode, namely "slow-acceleration" cycle, implying the occurrence of the self-balancing arches and gobs.

Keywords: block caving; sublevel filling; joint survey; universal distinct element code model; surface deformation

收稿日期: 2014-01-06

基金项目: 国家自然科学基金 (No.51374033); 高等学校博士学科点专项科研基金(No. 20120006110022)。

第一作者简介: 曹帅, 男, 1988 年生, 博士研究生, 主要从事采矿工艺及岩石力学等方面的研究工作。E-mail: sandy_cao@foxmail.com

通讯作者: 杜翠凤, 女, 1966 年生, 博士生导师, 主要从事矿山灾害防治及安全生产管理信息系统等方面的研究工作。E-mail: ducui Feng@126.com

1 引言

随着人们保护环境和珍惜资源意识的不断提高,过去铁矿山普遍采用的无底柱分段崩落法已经被越来越多的企业所诟病,原因在于崩落法不仅造成较大的矿石损失贫化,其所诱发的地表下沉甚至塌陷对厂房及居民住地安全也构成了极大威胁。特别针对节理裂隙较为发育的矿山,准确掌握节理裂隙的发育情况对于客观研究评价矿山采场稳定性分析、巷道实际变形和地表移动规律等具有重要意义。鞠杨等^[1]应用 SHPB 试验和分形方法研究节理岩石的应力波动与能量耗散关系;徐卫亚等^[2]利用岩石剪切流变仪研究了节理岩石剪切流变特性;蒋宇静等^[3]应用自制的岩石节理-剪切-渗流试验机发现节理力学性质、水力开度和透明率在剪切过程中呈现出两阶段的变化性质。离散元法是 20 世纪 70 年代初兴起的一种数值计算方法,特别适合于非连续介质、节理岩体的应力分析,在采矿工程、隧道工程等都有一定的应用^[4-8]。其中,3DEC 针对节理裂隙较为发育的矿山建模优势十分明显,周家文等^[9]利用 3DEC 对地震影响下的节理岩体边坡的楔形体稳定性进行了分析;王涛等^[10]基于 3DGIS 和 3DEC 耦合对地下洞室围岩稳定性进行了研究;王卫华^[11-12]和周正义等^[13]分别研究了模型参数对 3DEC 动态建模的影响和岩体力学参数的选取,得到了较为理想的结果。然而在实际分析问题,特别针对地质情况较为复杂的矿山,国内外二维离散元程序(UDEC)研究以模型简洁、计算快速等优势而逐渐被应用于工程实际^[14-22]。

本文依托武钢程潮铁矿为工程背景,在综合节理裂隙调查的基础上,结合室内试验、节理统计分析等手段,建立离散元的 UDEC 数值计算模型,对矿体开采所造成的地表移动进行仿真模拟,并与现场地表开裂边界进行对比验证,对准确评价井筒及周边建筑安全性具有重要意义。

2 工程背景

程潮铁矿位于湖北省鄂州市,矿区东西长约 2 300 m,南北宽约 800 m,矿体分布较散,由 161 个大小不一的磁铁矿和 136 个硬石膏矿组成,为一综合性矿床。该矿区铁矿属砂卡岩型矿床,矿体主要有 II、III、VI 和 VII 共 4 个矿体,以勘探线 15 作为东西采区的界限。矿区地势为东北部偏高,西南部偏低,标高范围为 30~100 m,丘陵地貌主要为构造剥蚀低山丘陵和剥蚀山丘陵组成,前者由花岗岩

组成,后者为三叠系砂页岩组成,这两者之间的主要构成是大理岩和闪长岩。

自 2002 年开始采用无底柱崩落法开采-290 m 水平以来,直到 2005 年开始回采-360 m 水平,矿山生产一直比较正常。但 2006 年矿区地表发生严重塌陷,导致停产一月有余。目前矿区主要进行-290 m 和-375 m 水平的矿柱回收工作,-395 m 和-410 m 水平正进行回采,-430 m 以下采准工程尚未全部完成。矿区深部存在矿岩松软、节理裂隙发育,节理密度大、发育方位多等主要特点,实现安全高效开采面临严重挑战,崩落法向充填法转变已成必然。

3 数值模型建立

3.1 节理统计调查

国内外针对节理裂隙的调查方法较多,其中以测线法和数字式全景钻孔摄像系统应用居多。本文选取-410 m 水平 46[#]到 49[#]进路作为测量对象,利用数字式全景钻孔摄像系统针对采场进路扇形炮孔进行扫描,得到其二维及三维立体图样,如图 1 所示,图中红色标出部分即为节理面。并统计调查节理倾向、倾角及间距等数据,利用 DIPS 软件最终得到节理面等密度图和节理面玫瑰花图如图 2、3 所示。

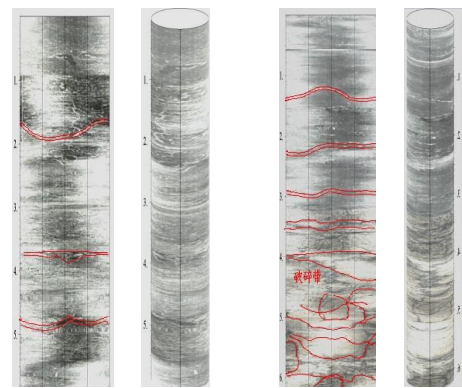


图 1 钻孔摄像系统炮孔扫描图样

Fig.1 Scanning drafts of blasting hole based on digital bored photography system

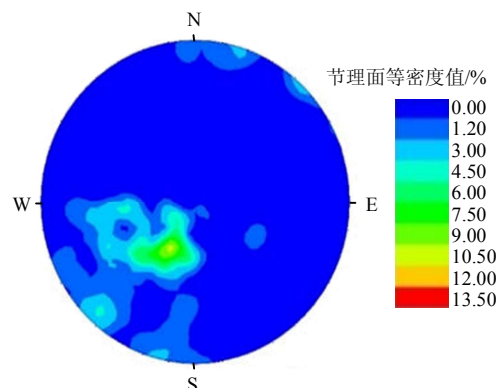


图 2 节理面等密度图

Fig.2 Isopycnic graph of joints

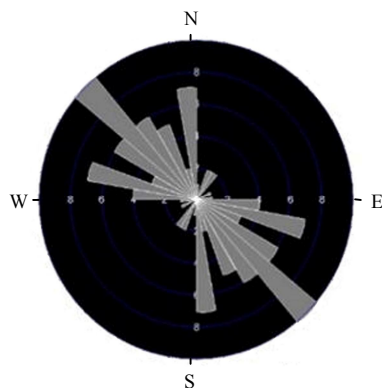


图 3 节理面玫瑰花图

Fig.3 Rose diagram of joints

利用动态迭代聚类分析法最终得到优势节理面产状为 $244^\circ \angle 55^\circ$ 和 $47^\circ \angle 53^\circ$ 。

3.2 模型构建

结合程潮铁矿安全生产和地表重要建筑物保护实际需要和二维 Cad 不同分段采空区边界轮廓, 利用 Surpac 建立采空区三维模型, 以靠近新主井和箕斗井的位置作剖面切割采空区模型, 如图 4 所示。

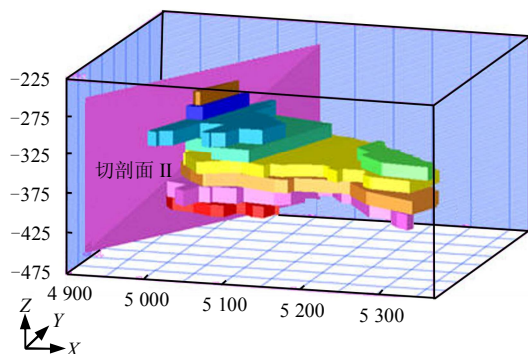


图 4 采空区三维模型及 II 剖面 (单位: m)

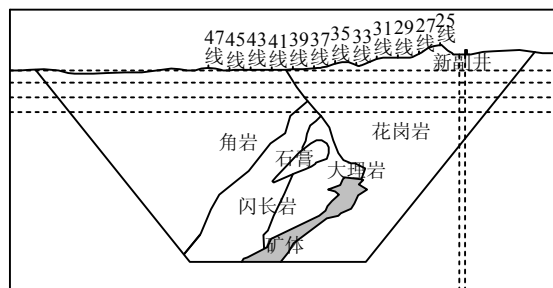
Fig.4 3D model and cutting section II of goaf (unit: m)

鉴于实际地质情况, 采用 3DEC 进行模拟模型复杂且计算量较大, 计算结果相对整个地表沉降而言误差较小。因此, 本文选择 II 剖面作为计算对象进行 UDEC 数值模拟。计算模型从起点坐标(587 649.46, 3 356 927.36)到终点坐标(586 178.12, 3 355 725.26); 垂直方向模拟深度为 -700 m 水平到地表。考虑到实际计算效率且不影响开采对覆盖层的影响, 通常可以按照岩石移动角、塌陷角预估影响范围, 根据经验采用了上宽下窄的建模方式, 对于远离采区的部分可适当调整节理密度, 人为增大节理间距, 减少模拟过程中块体数量过多而影响计算, 最终得到二维计算模型, 如图 5 所示。

3.3 模型物理力学参数

根据矿区剖面图及钻孔岩芯进行室内试验, 确定的岩性主要有角岩、铁矿、硬石膏、大理岩、花

岗岩和闪长岩等 6 种岩性。采用室内单轴、三轴压力试验机测定岩石力学参数 (如表 1 所示), 同时考虑到地表移动这样的大范围计算而言, 由于试验条件限制, 取得真实的岩石节理力学参数是不可能的, 尤其对于金属矿山, 矿岩地质条件复杂, 岩体节理的力学参数更是难以通过现场或室内岩石力学试验取得, 可利用位移反分析法计算节理面刚性力学参数, 最终得到岩石力学结果如表 2 所示。



(a) II 剖面原始模型边界



(b) II 剖面密度分布模型

图 5 II 剖面 UDEC 模型

Fig.5 UDEC model of section II

表 1 矿区岩体物理力学参数

Table 1 Physico-mechanical parameters of rocks

岩性 名称	重度 γ (kN/m^3)	弹性模量 E (MPa)	泊松比 μ	内摩擦角 φ ($^\circ$)	凝聚力 c (MPa)	抗拉强度 T (MPa)
角岩	22.3	2 992	0.23	31.8	1.84	0.18
铁矿	43.3	5 352	0.31	38.1	2.48	0.25
硬石膏	28.3	2 136	0.26	23.9	1.24	0.12
大理岩	26.7	2 569	0.28	30.2	1.70	0.17
花岗岩	24.7	2 036	0.27	29.6	1.61	0.16
闪长岩	26.3	1 850	0.27	61.0	0.80	0.16

表 2 岩层节理接触面力学参数

Table 2 Mechanical parameters of contact faces

岩性 名称	法向刚度 K_n (GPa)	剪切刚度 K_s (GPa)	内摩擦角 φ_1 ($^\circ$)	凝聚力 c_1 (MPa)
角岩	11.30	11.30	29	1.8
铁矿	21.00	21.00	30	1.2
硬石膏	8.22	8.22	41	1.5
大理岩	10.80	10.80	28	1.6
花岗岩	10.20	10.20	22	1.2
闪长岩	7.89	7.89	35	2.0

3.4 模型边界条件

根据程潮铁矿具体条件, 在进行力学计算时, 模型的边界条件设定为: 在模型两侧施加滑动约束, 即在模型两侧指定各块体在 X 方向上的位移为 0;

在模型底部施加固定约束,即在模型底部指定各块体在 X 、 Y 方向上的位移均为 0。

根据程潮铁矿具体情况,初始应力按照重力场设置,即

$$\sigma_y = \gamma h \quad (1)$$

$$\sigma_x = \frac{\mu}{1-\mu} \gamma h \quad (2)$$

式中: γ 为岩石重度; σ_x 为因 γh 而形成的侧压力 (X 方向地应力)。

3.5 计算结果分析

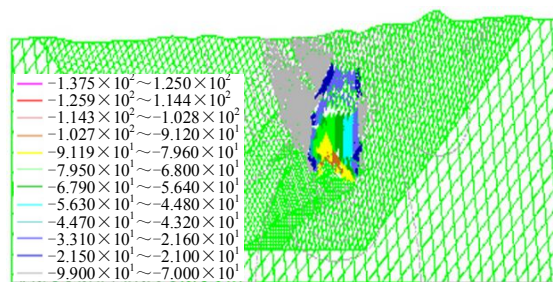
(1) 全局位移场分析

崩落法开采引起覆盖岩层冒落的规律,可以通过模型 Y 方向位移场分布来说明,图 6 给出了崩落法开采至 -395、-500 m 的位移场图。可以发现:由于程潮铁矿生产前期主要采用无底柱分段崩落法开采,开采至 -395 m 水平时, Y 方向最大位移出现在开挖模型的中间位置,其大小为 137.5 cm, 竖直向下, 往上延伸位移呈逐渐减小趋势, 延伸至地表位移最小为 0.7 cm; 而当模型开挖至 -500 m 时, Y 方向最大位移仍然出现在 -500 m 顶板中间位置, 最大位移为 215.2 cm, 竖直向下, 同样越往上延伸, 位移逐渐减小, 此时最小位移为 1.0 cm, 但相对 -395 m 水平开挖而言, 很明显延伸至地表后, 地表形变范围不断增大, 即地表塌陷危险区范围不断加大。同时发现, -500 m 相对 -395 m 而言, Y 方向位移云图主要向矿体上盘方向倾斜, 开挖矿体正上方地表最大下沉已经达到 33.2 cm, 而当采用充填法回采 -430 m 到 -500 m 阶段矿房完成后, 计算选用充填浓度为 68%、灰砂比为 1:10、龄期 28 d 的充填体强度参数。计算过程中假设充填接顶充分, Y 方向最大位移仍然出现在 -500 m 顶板中间位置, 为 205.6 cm, 竖直向下, 同样越往上延伸, 位移逐渐减小, 此时最小位移为 0.8 cm, 较崩落法而言, 地表移动及沉降具有

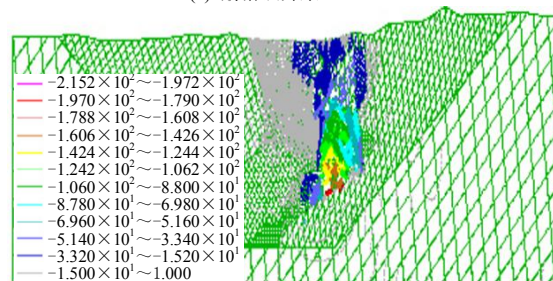
较大改善。

(2) 局部位移场分析

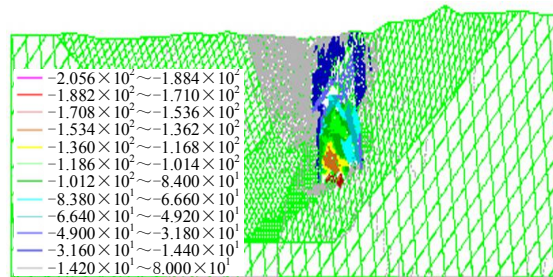
为进一步解释崩落法开采上覆围岩的移动规律,以 II 剖面 -342.5 m 水平和 -430 m 水平开采为例, -342.5 m 水平开采覆岩移动模拟如图 7 所示, 图中横坐标为剖面水平坐标, 纵轴为标高。



(a) 崩落法开采 -395 m



(b) 崩落法开采至 -500 m



(c) 充填法开采 -430~-500 m

图 6 开采完成后的 Y 方向位移云图(单位: cm)

Fig.6 Nephograms of Y displacements after caving (unit: cm)

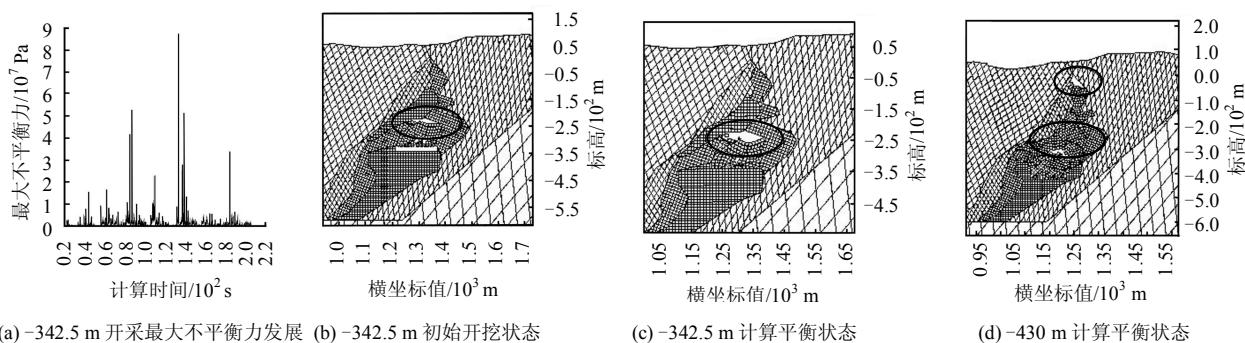


图 7 崩落法开采覆岩移动规律模拟

Fig.7 Moving law simulation of overburden for block caving method

图 7(a)为开采-342.5 m 分段矿体最大不平衡力历时曲线, 图 7(b)为开挖前初始状态, 图 7(c)为进行 30 000 次计算之后覆盖岩层移动情况。由图可知, -342.5 m 分段矿体回采之前, 覆盖岩层并没有随着-325 m 水平矿体的回采而连续冒落, 而是形成了图中椭圆所示的空区 (见图 7(a)); 进行 30 000 次计算后, 该部分空区顶板并未冒落, 而且空区跨度增大 (见图 7(b)); 采出-360 m 水平矿体, 并进行 30 000 次计算后空区顶板突然垮落, 空区以上岩层开始向下移动 (见图 7(c))。说明, 覆盖层移动过程并不是一个连续的过程, 而是存在一定的间歇性和跳跃性; 同时覆盖岩层可能形成自稳的冒落平衡拱, 可能形成一定数量的隐伏空区, 如图 7(d)椭圆圈定部分。

(3) 新副井变形分析

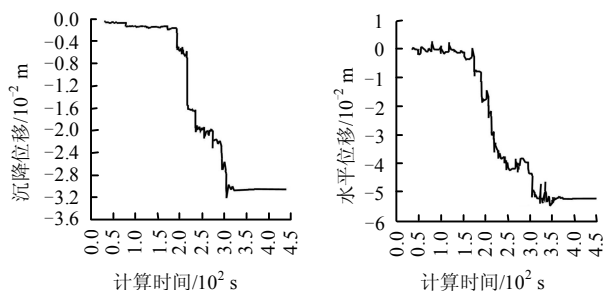
对程潮铁矿西区-430~-500 m 矿体进行崩落法和充填法地表变形进行分析。定义地表倾斜率公式为

$$T_{n \sim n+1} = \frac{S_{n+1} - S_n}{L_{n \sim n+1}} \quad (3)$$

式中: S_n 、 S_{n+1} 分别为地表点 n 和 $n+1$ 的下沉值(m); $L_{n \sim n+1}$ 为地表 n 至 $n+1$ 点的水平距离(m)。

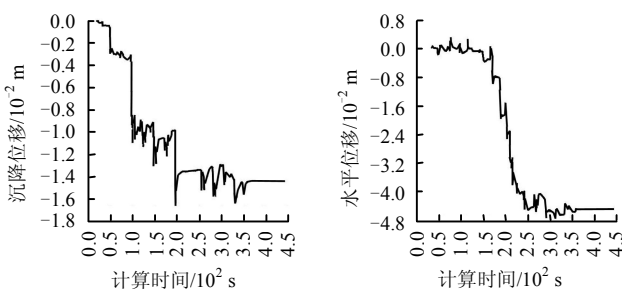
同时定义水平变形率公式为

$$E_{n \sim n+1} = \frac{H_{n+1} - H_n}{L_{n \sim n+1}} \quad (4)$$



(a) 崩落法开采至-500 m 沉降位移

(b) 崩落法开采至-500 m 水平位移



(c) 充填法开采至-500 m 沉降位移

(d) 充填法开采至-500 m 水平位移

图 8 不同采矿方法开采新副井沉降和水平位移变形图

Fig.8 Deformation graphs of subsidence and horizontal displacements of auxiliary shaft using different mining methods

分析图 8 发现, 崩落法开采至-500 m 时, 新副井沉降值为 3.16 cm, 主要沉降发生在开采-447 m 和 -465 m 过程中, 地表倾斜率为 $1.42 \text{ mm/m} \leq 2.5 \text{ mm/m}$, 而崩落法开采至-500 m, 新副井水平位移值为 5.67 cm, 水平变形率为 $1.31 \text{ mm/m} \leq 1.5 \text{ mm/m}$ 。相比沉降值, 水平位移变化比较均匀, 开采-447 m 水平至-500 m 水平过程中, 新副井位置地表倾斜率和水平应变都出现了大幅增加。虽然从计算结果上看, 当崩落法开采至-500 m 后, 新副井不会进入移动范围, 但距离移动范围很近, 只有 20.42 m, 已接近

式中: H_n 、 H_{n+1} 分别为地表点 n 和 $n+1$ 的下沉值(m)。

根据 UDEC 数值模拟结果, 得到-430~-500 m 分别采用崩落法和充填法的地表移动情况见, 如表 3 所示。

表 3 不同采矿方法回采-430~-500 m 地表移动计算表
Table 3 Calculation table of different mining methods for ore body between elevations -430—500 m

位置	采矿方法	开采水平 /m	地表倾斜率	水平变形率
			最大值 /(mm/m)	最大值 /(mm/m)
II 剖面 上盘	崩落法	-430	0.175	0.021
	崩落法	-500	0.215	0.037
	充填法	-500	0.191	0.023
II 剖面 下盘	崩落法	-430	0.130	0.037
	崩落法	-500	0.181	0.045
	充填法	-500	0.132	0.038

II 剖面矿体采用充填法, 移动范围较采用崩落法将减小 14.7 m, 移动范围可能达到信息楼的西南角, 新副井则不会受到太大影响。模型计算过程中, II 剖面布置了一条距离新副井 20 m 的垂直观测线进行计算, 分析发现, 即使采用崩落法开采至-500 m 水平, 地表移动范围也不会达到距离新副井 20 m 位置, 因此可以认为, 新副井的安全不受威胁。图 8 是采用崩落法和充填法开采至-500 m 水平时, 新副井的沉降值变化曲线。

临界值, 虽未进入移动区域, 但已经构成威胁; 而采用充填法开采时, 开采至-500 m 水平, 新副井沉降值为 1.53 mm, 水平位移为 4.53 cm。地表倾斜率为 $0.56 \text{ mm/m} \leq 2.5 \text{ mm/m}$, 水平变形率为 $1.03 \text{ mm/m} \leq 1.5 \text{ mm/m}$, 根据地表损害判断依据, 为可靠地表, 不会出现损害, 新副井未进入移动范围。对比崩落法和充填法沉降值和水平位移值不难发现, 崩落法地表倾斜率 1.22 mm/m 大于充填法的 0.56 mm/m , 而水平变形率 1.31 mm/m 亦大于充填的 1.03 mm/m , 更加说明充填法对于控制覆岩沉降和地表移动范围扩展

较崩落法具有较大优势。

4 地表移动规律验证

II剖面作为数值模拟的载体,根据现场实际情况进行地表移动规律验证是检验数值模型计算正确与否的关键。这里采用地表移动角的变化来反映实际情况,根据2007年12月至2013年移动角统计数据得到关于II剖面移动角变化如图9所示。

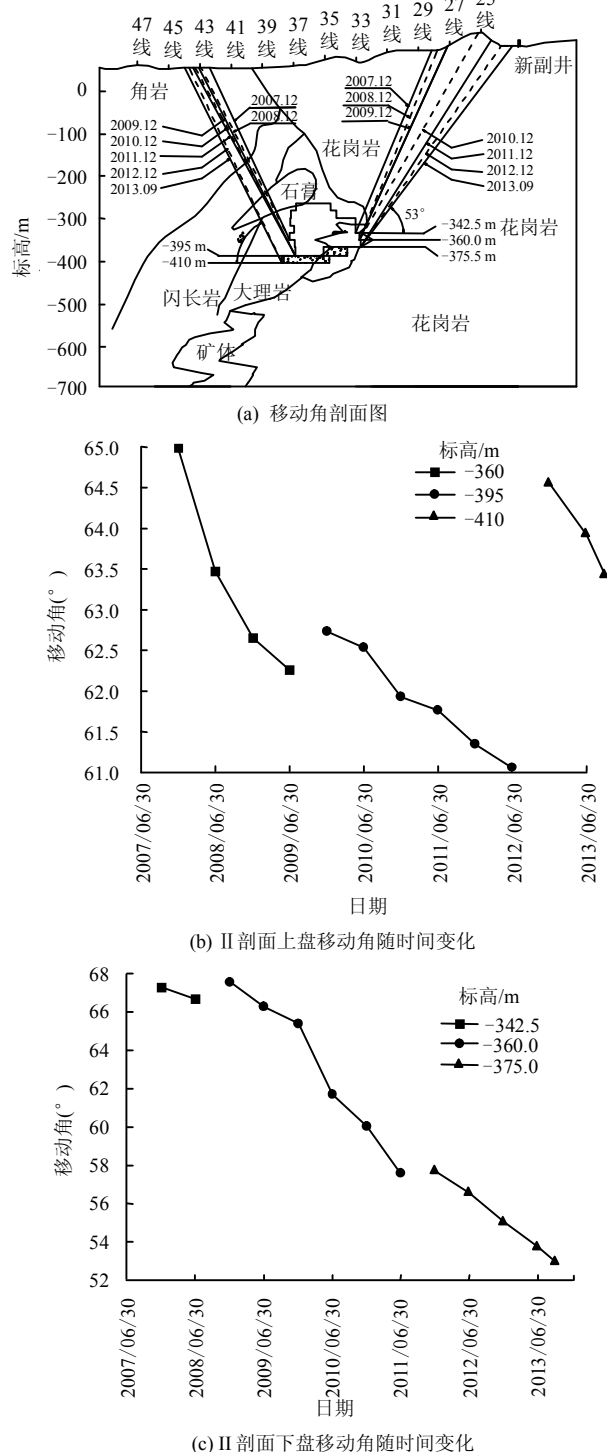


图9 II剖面移动角变化示意图

Fig.9 Schematic diagram of movement angle of section II

图9(a)为II剖面地表移动角与时间的变化关系图;分析图9(b)、(c)数据发现,当采空区底部位置一定时,移动角发展具有滞后性,即移动角变化会随着时间推移而逐渐减小并渐趋于稳定;而当采空区底板标高一定时,移动角变化呈现间歇性发展,即缓慢变化-加速变化-缓慢变化-加速变化的趋势;同时井下开采对地表的影响具有滞后性,即当采空区到达一个新水平后,移动范围不会瞬间扩张而导致移动角突然增大,而是随着时间推移,移动角逐渐减小直至稳定,这正好与前述局部位移场分析中的结论:覆盖层移动过程并不是一个连续的过程,而是存在一定的间歇性和跳跃性;同时覆盖岩层可能形成自稳的冒落平衡拱,可能形成一定数量的隐伏采空区相互印证,较好地解释了地表移动变化规律。

5 结论

(1) 利用 Surpac 构建采空区三维模型,并利用剖面功能得到剖面II,同时构建 UDEC 二维离散元模型进行地表移动计算,根据数值计算结果,充填法开采Y方向最大位移为205.6 cm,小于崩落法开采的最大位移215.2 cm,说明充填法较崩落法而言,对于控制覆岩沉降和地表移动具有良好效果。

(2) 崩落法开采覆岩移动过程不是一个连续过程,而是存在一定间歇性和跳跃性;同时覆岩冒落过程中可能形成自稳冒落平衡拱,形成一定数量隐伏采空区。崩落法开采到-500 m水平时,新副井地表倾斜率达到1.42 mm/m,水平变形率达到1.31 mm/m,根据地表损害类别及分类判据,新副井所处地表达达到I级,没有进入移动范围,不需对建筑物进行保护,但距离移动范围较近,安全性受到威胁,采用充填法控制地表移动,其效果明显。开采-447~-500 m水平矿体,新副井位置地表倾斜率为0.56 mm/m $\leq$ 2.5 mm/m,水平应变为1.03 mm/m $\leq$ 1.5 mm/m,新副井安全性不受到威胁。

(3) 根据实际监测数据与数值模拟结果进行对比分析,发现井下开采对地表移动具有延时性、移动角发展具有跳跃性。当开采深度一定时,移动角随时间的推迟而减小,而且短期内减小的速率也会减小;在同一水平作业时间较长时,移动角的减小速率为非均匀变化,呈现出跳跃性,表现为缓慢变化-加速变化-缓慢变化-加速变化的循环过程,进一步验证了覆岩移动过程中自稳平衡拱和隐伏采空区的存在。

参 考 文 献

- [1] 鞠杨, 李业学, 谢和平, 等. 节理岩石的应力波动和能量耗散[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(12): 2426—2434.
JU Yang, LI Ye-xue, XIE He-ping, et al. Stress wave propagation and energy dissipation in jointed rocks[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2006, 25(12): 2426—2434.
- [2] 徐卫亚, 杨圣奇. 节理岩石剪切流变特性试验与模型研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(增刊 2): 5536—5542.
XU Wei-ya, YANG Sheng-qi. Experiment and modeling investigation on shear rheological property of joint rock[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(Supp.2): 5536—5542.
- [3] 蒋宇静, 王刚, 李博, 等. 岩石节理剪切渗流耦合试验及分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(11): 2253—2259.
JIANG Yu-jing, WANG Gang, LI Bo, et al. Experimental study and analysis of shear-flow coupling behaviors of rock joints[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2007, 26(11): 2253—2259.
- [4] 刘凯欣, 高凌天. 离散元法研究的评述[J]. 力学发展, 2003, 33(4): 483—485.
LIU Kai-xin, GAO Ling-tian. The comments of discrete element method[J]. **Advances in Mechanics**, 2003, 33(4): 483—485.
- [5] KAISER P K, MARTIN C D, SHARP J, et al. Underground works in hard rock tunnelling and mining[M]. Melbourne, Australia: Technomic Publishing Co., 2000: 841—926.
- [6] CUNDALL P A, HART R D. Numerical modeling of discontinue[C]//Comprehensive Rock Engineering, London: Pergamon Press Ltd, 1993: 231—243.
- [7] IWASHITA K, ODA M. Micro-deformation mechanism of shear banding process based on modified distinct element method[J]. **Powder Technology**, 2000, 109(1): 192—205.
- [8] 潘俊锋, 齐庆新, 毛德兵, 等. 冲击性顶板及其应力演化特征的 3DEC 模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(增刊 1): 3546—3552.
PAN Jun-feng, QI Qing-xin, MAO De-bing, et al. Study of movement and stress evolutionary process of impacted roof with 3DEC[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2007, 26(Supp.1): 3546—3552.
- [9] 周家文, 徐卫亚, 石崇. 基于 3DEC 的节理岩体边坡地震影响下的楔形体稳定性分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(增刊 1): 3402—3409.
ZHOU Jia-wen, XU Wei-ya, SHI Chong. Wedge stability analysis of jointed rockmass slope considering seismic influences based on 3DEC[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2007, 26(Supp.1): 3402—3409.
- [10] 王涛, 陈晓玲, 杨建. 基于 3DGIS 和 3DEC 的地下洞室围岩稳固性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(19): 3476—3481.
WANG Tao, CHEN Xiao-ling, YANG Jian. Study of stability of underground cavern based on 3DGIS and 3DEC[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(19): 3476—3481.
- [11] 王卫华, 李夕兵, 胡盛斌. 模型参数对 3DEC 动态建模的影响[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(增刊 1): 4790—4797.
WANG Wei-hua, LI Xi-bing, HU Sheng-bin. Effect of model parameters on 3DEC dynamic modeling[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(Supp.1): 4790—4797.
- [12] WANG WEI-HUA, LI XI-BING, ZUO YU-JUN, et al. 3DEC modeling on effect of joints and interlayer on wave propagation[J]. **Transactions of Nonferrous Metals Society of China**, 2006, (16): 728—734.
- [13] 周正义, 曹平, 林杭. 3DEC 应用中节理岩体力学参数的选取[J]. 西部探矿工程, 2006, 7: 163—165.
ZHOU Zheng-yi, CAO Ping, LIN Hang. The rock mechanics parameters selection of jointed rocks based on 3DEC[J]. **West-China Exploitation Engineering**, 2006, 7: 163—165.
- [14] 赵坚, 陈寿根, 蔡军刚, 等. 用 UDEC 模拟爆炸波在节理岩体中的传播[J]. 中国矿业大学学报, 2002, 31(2): 111—115.
ZHAO Jian, CHEN Shou-gen, CAI Jun-gang, et al. Simulation of blast wave propagation in jointed rock mass using UDEC[J]. **Journal of China University of Mining & Technology**, 2002, 31(2): 111—115.
- [15] CHEN QING-FA, ZHOU KE-PING, LONG TENG-TENG, et al. UDEC-based stability analysis of the goafs in fragment ore section[C]//Proceedings of International Conference on Computer Modeling and Simulation. Macau: IEEE, 2009, 239—243.