

DOI: 10.13347/j.cnki.mkaq.2014.02.064

# 地下开采引起覆岩破坏及边坡变形的数值模拟

王振伟<sup>1,2</sup>, 张青波<sup>1</sup>, 刘天莘<sup>1</sup>, 李世海<sup>1</sup>

(1. 中国科学院力学研究所, 北京 100190; 2. 煤科集团沈阳研究院有限公司, 辽宁 抚顺 113122)

**摘要:**以安家岭矿区为背景,使用基于连续介质力学的离散元方法(CDEM),对地下开采引起的上覆岩层破坏及边坡变形的全过程进行了数值模拟。通过对采空区上覆岩层的竖向应力变化分析发现弯曲带与垮落带和裂隙带总厚度之比约为0.5;通过对岩层变形破坏演化过程分析得到初次垮落步距约为115~165 m,采空区达到露天坡下方时,上部坡体向采空区垮落,产生张拉裂缝;边坡以层间水平错动为主,同时伴有朝向采空区的塌陷,不会直接滑坡;对比分析算例表明压脚措施可减少边坡向露天矿一侧的水平位移。

**关键词:**地下开采;边坡变形;变形破坏;数值模拟;离散元方法;覆岩破坏

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:1003-496X(2014)02-0207-05

## Numerical Simulation of Strata Failure and Slope Deformation in Underground Mining

WANG Zhenwei<sup>1,2</sup>, ZHANG Qingbo<sup>1</sup>, LIU Tianping<sup>1</sup>, LI Shihai<sup>1</sup>

(1. Institute of Mechanics of Chinese Academy of Science, Beijing 100190, China; 2. China Coal Technology and Engineering Group Shenyang Research Institute Fushun 113122, China)

**Abstract:** Choosing Anjialing Mine as research object, the whole process of strata failure and deformation of slope in underground mining is simulated by continuum based discrete element method (CDEM). The analysis of vertical stress in the overlying strata shows that the height of bending zone is half of the total height of collapse zone and fracture zone. The first roof caving distance in the underground mining is 115 to 156 m in this simulation. The upper slope collapsing to the mine goaf and the tension crack in the open-pit slope were obtained when the mine goaf area was extending to the area that is just under the open-pit slope. The deformation and failure of open-pit slope is mostly interlay movement with collapsing to the mine goaf in the caving simulation. The underground mining can not cause the whole landslide directly. The pressure foot project can effectively reduce the slope movement collapsing to the open-pit mine along the interface by comparison of numerical tests.

**Key words:** underground mining; slope deformation; deformation failure; numerical simulation; CDEM; strata failure

## 0 引言

平朔矿区位于山西省朔州市,包括安太堡与安家岭2个矿区,是国家“九五”期间的重点建设项目,安家岭矿先期露天矿开采后,转入地下井工矿的开采<sup>[1-3]</sup>。由于采空区周围岩体的应力场分布发生变化,在采空区上方出现垮落带、裂隙带、弯曲变形带的三带分布,造成应力重分布,进而对露天矿边坡的稳定性产生影响<sup>[1]</sup>。在地下开采的过程中,先期开采形成的露天边坡产生了较大的沉降以及过大的向采空一侧的水平位移,多处边坡出现滑坡;同时布置在露天边坡下的4#煤3条大巷出现严重的变形、

顶板离层、煤层水平错动、局部塌方等现象<sup>[2]</sup>。针对该矿区边坡变形破坏的情况,文献[1-4]分别从数值计算、理论分析等方面对矿区边坡变形破坏模式、规律及发生机理进行了分析,得出了一些有益的结论,提出了内排压脚回填等技术处理措施。文献[5-7]分别从数值计算和模型试验角度分别对开切眼位置、开采顺序、边坡破坏等问题进行了分析。以往的数值分析普遍采用商用FLAC<sup>2D</sup>或者FLAC<sup>3D</sup>程序,一方面不能描述顶板垮落、煤层错动等非连续问题,另一方面为保证计算过程的顺利进行一般需要输入比室内试验高的材料参数,导致计算结果的可靠度降低。

针对地下开采导致岩层破坏的问题,有研究者采用RFPA-SRM<sup>[8-9]</sup>研究了平庄西露天矿的变形

基金项目:国家重点基础研究发展计划(973计划)资助项目(2010CB731506);国家自然科学基金面上资助项目(51274122)

破坏情况,利用降低破坏材料力学参数的等效方法研究岩层破坏问题,这种折减或等效无法反应真实物理过程。曹胜根等<sup>[10]</sup>利用离散元(UDEC)软件分析了顶板稳定性与支架工作阻力及端面距的关系,提出了综放支架工作阻力的确定方法。杨建立等<sup>[11]</sup>通过分析监测数据,利用DDA软件模拟了综采条件下覆岩破断及移动规律,分析了断层对地表沉降的影响。基于连续介质力学的离散元法(CDEM)将有限元与离散元进行耦合<sup>[12-14]</sup>,不仅可以模拟地质体连续状态下及非连续状态下的变形、运动特性,更可以实现地质体由连续体到非连续体的渐进破坏过程。

以安家岭露天矿北帮某断面为例,使用基于连续介质力学的离散元法(CDEM)对地下开采过程中上覆岩层及露天矿边坡的变形破坏过程进行了模拟,再现了开采过程中顶板垮落、岩层移动及边坡变形情况,同相关模型试验及类似工程实际的对比表明模拟结果可反映开采过程中岩层破坏及边坡变形的的主要特征。

### 1 CDEM 简介

基于连续介质力学的离散元法(CDEM)将有限元与离散元进行耦合,在块体内部进行有限元计算,在块体边界进行离散元计算,描述连续介质时,相邻块体的相邻节点的运动保持一致,块体间满足位移协调条件;描述离散介质时,块体间不满足位移协调条件,相邻块体相邻节点之间通过接触弹簧进行接触变形-接触力计算。CDEM可以实现介质由连续体到非连续体的渐进破坏过程,用于模拟边坡渐进破坏问题、土石混合体波动探测问题及高桩码头受力分析等连续非连续耦合问题<sup>[14-17]</sup>。

冯春等<sup>[16]</sup>提出的半弹簧接触模型避免了接触类型判断,效率较高,可靠性较好,可用于边坡渐进破坏分析。其中弹簧力的计算如式(1)。

$$\begin{aligned} F_n &= -K_n \times \Delta d_n \\ F_s &= -K_s \times \Delta d_s \end{aligned} \quad (1)$$

式中:  $F_n$ 、 $F_s$  为弹簧法向力和切向力,  $K_n$ 、 $K_s$  为法向和切向弹簧刚度,计算中取块体刚度的 10 倍,  $\Delta d_n$ 、 $\Delta d_s$  为法向和切向弹簧变形。

进行破坏计算时,需要按摩尔-库伦法则对弹簧力进行修正,如满足  $-F_n \geq T$  (拉伸破坏) 则:

$$F_n = F_s = 0, C = 0, T = 0 \quad (2)$$

如满足  $F_s \geq F_n \times \tan \varphi + C$  (剪切破坏) 则:

$$F_s = F_n \times \tan \varphi + C, C = 0, T = 0 \quad (3)$$

式中:  $T$ 、 $C$ 、 $\varphi$  分别为抗拉强度、内聚力和内摩擦角,计算中取半弹簧对应的块体强度参数值。

### 2 地下开采引起覆岩破坏模拟

#### 2.1 数值计算模型

以安家岭矿北帮 29208 工作面及 29209 工作面的某一断面为建模原型,依据地质勘察资料及参考文献对露天矿边坡进行简化得到地质力学计算模型,其地层由上到下依次为: 回填土层、黄土层、泥砂岩互层、4-1#煤层、泥砂岩互层、4-2#煤层、泥砂岩互层、9#煤层、泥砂岩互层、11#煤层、砂泥岩互层。依据室内试验结果,结合文献中参数取值,最终确定的物理力学参数见表 1。简化模型总长为 1 500 m,最大高度为 393 m,9#煤层的平均埋深约 250 m,平均厚度约 12.4 m。图 1 计算模型共划分为 1 458 个三角形单元和 3 848 个四边形单元。

表 1 地层参数表

地层名称	密度 / (kg · m <sup>-3</sup> )	弹性模量 /GPa	泊松比	内聚力 /kPa	内摩擦角 / (°)	抗拉强度 /kPa
填土层	1 870	0.15	0.30	132	18	200
黄土层	1 980	0.2	0.35	378	21	300
泥砂岩	2 400	10	0.30	2 600	27	2 500
4#煤层	1 490	4.0	0.28	840	26	300
11#煤层	1 490	4.0	0.28	840	26	300
砂泥岩	2 400	10	0.25	3 600	32	3 100

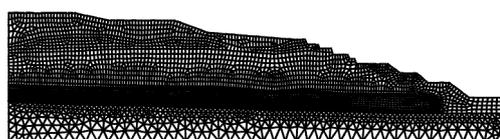


图 1 数值计算网格图

#### 2.2 数值计算方案

在模型两侧及底部人工边界处施加法向位移约束,不考虑该地区的水平构造应力影响,假定该地区的初始地应力与静力计算的地应力一致。岩土体及节理裂隙采用摩尔-库伦本构关系。

为简化计算,将连续动态的物理过程简化为分段开挖的静力过程,根据工作面推进过程监测到的初次来压和周期来压步距确定数值计算中的分段开采步距。9#煤层当前终采线距离模型左边界 852 m,设计终采线距离模型左边界 951 m。根据施工记录,地下开采至 740 m 处时现场监测到露天边坡变形速率较大,开始回填压脚。为了分析压脚对边坡稳定性的影响,使用生死单元法计算了 2 种虚拟工

况: 方案一在开采至 740 m 后进行压脚, 计算迭代 3 万步后继续开挖至设计终采线; 方案二不进行压脚, 逐步开挖至设计停采线。

为了刻画地下开采过程中地表的沉陷形态, 在数值计算模型顶部每隔 100 m 布置 1 个沉降测点, 编号 101 ~ 108, 在露天边坡每级坡肩处布置变形测点, 编号 1 ~ 10, 在露天矿底部布置 1 个边坡变形参考点 11。

### 2.3 数值计算结果

#### 2.3.1 采动应力场分析

地下开采后将在采空区上方出现垮落带、裂隙带和弯曲变形带, 使得上覆岩体产生变形破坏, 造成应力重分布。杨建立等<sup>[11]</sup>研究表明通过对变化后的应力场分析可以预测采空区上覆岩层的离层范围。将 9# 煤层开采至 740 m 时距离模型左边界 200、400、600 m 处的竖向应力与初始地应力沿高度的分布绘制在图 2 中。

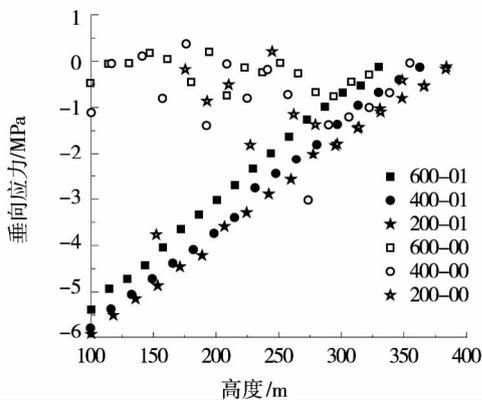


图 2 不同位置处垂向应力随高度的变化

(注: 图中 600-01 表示测点距离模型左边界 600 m 处开挖后应力, 200-00 表示测点距离模型左边界 200 m 处开挖前应力, 9# 煤层顶板高度约为 115 m)

从图 2 可以看出, 高度 280 m 以上的岩层垂向应力与初始地应力相比几乎无变化, 可以认为此段范围是弯曲变形带; 高度在 115 ~ 280 m 范围内岩层垂向应力卸荷严重, 竖向应力基本为 0, 可以认为是垮落带和裂隙带。由于开采后导致上覆岩层中的节理裂隙张开, 含裂隙岩体的单元应力值较离散, 仅从应力场分析较难区分垮落带与裂隙带。王庄煤矿弯曲带与垮落带和裂隙带<sup>[11]</sup>厚度比约 0.76, 通过应力对比得到的本模型弯曲带与垮落带和裂隙带厚度比约为 0.5, 模拟的垮落带与裂隙带较大(图 3)。

#### 2.3.2 覆岩变形破坏演化分析

随地下开采的进行岩体裂隙逐步向上扩展, 上

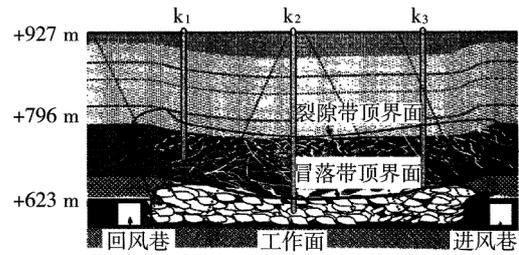


图 3 王庄煤矿三带分布图<sup>[11]</sup>

覆岩层由局部垮落发展为整体垮落, 采空区长度达到 115 ~ 165 m 时上覆岩体发生初次垮落, 以后随着采空区的扩大顶板逐次垮落; 上覆岩层体在逐步垮落过程中, 沿 4# 煤上下的离层现象十分显著, 4# 煤与 9# 煤之间的泥砂岩互层基本属于整体垮落。不压脚时采空区前方裂隙向上发展, 覆岩垮落导致边坡台阶处形成张拉裂缝, 终采时岩层总位移图如图 4。对比同一矿区岩体垮落的相似试验(如图 5)可知模拟结果可反映覆岩破坏的主要特征。

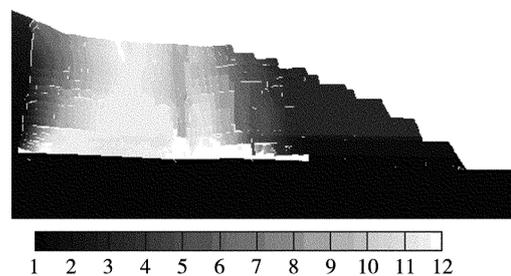


图 4 岩层总位移图(单位: m)

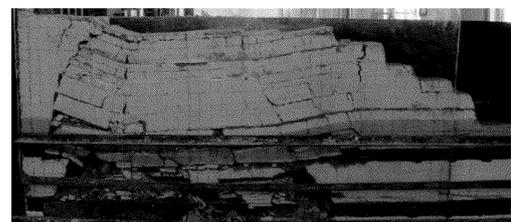


图 5 相似模拟岩层垮落情况<sup>[7]</sup>

开采过程中地表沉陷如图 6, 随着开采面推进各测点的竖向位移逐渐增大, 但地表 W 型沉陷形状基本维持不变, 测点 107 沉降值最大, 开采至设计停采线(绿线)过程中, 沉陷区域波及到坡面位置, 测点 1(点线)沉降值最大, 累积沉降值达到 2 m。

#### 2.3.3 压脚效果分析

使用生死单元法对压脚部分进行了对比计算, 绘制 2 种工况下同一时刻坡肩测点(1-11)水平位移分布(如图 7)和开采过程中坡肩测点(1、3、7、

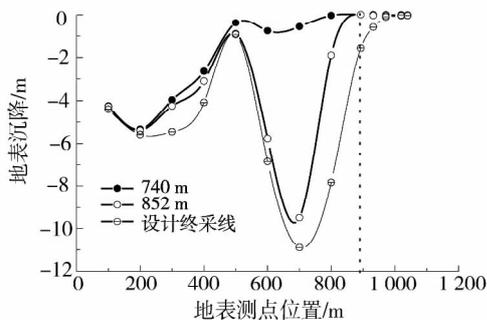
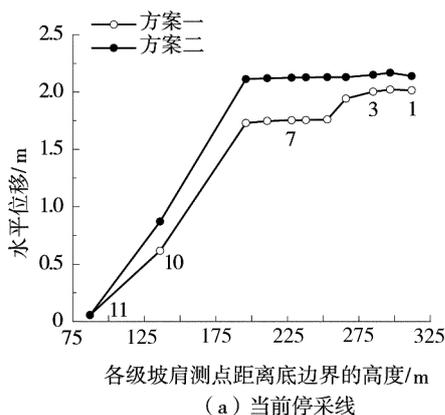
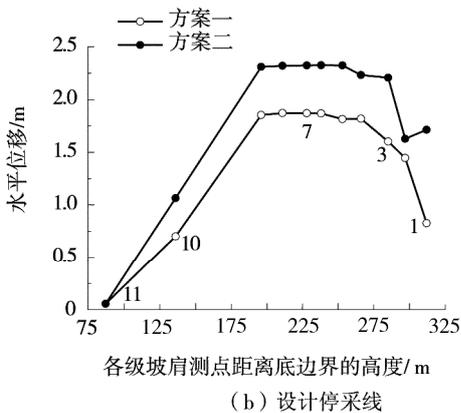


图 6 不同开采位置时监测点沉降值曲线



(a) 当前停采线



(b) 设计停采线

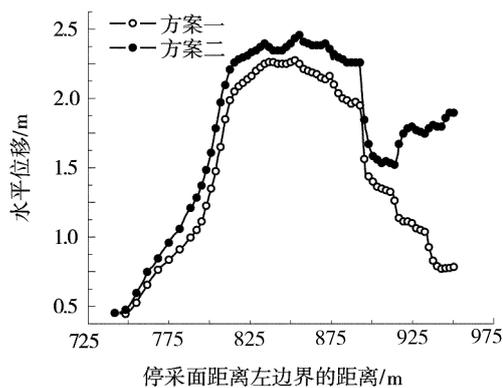
图 7 不同停采线时各级坡肩点的水平位移曲线

10) 的水平位移发展曲线(如图 8)。

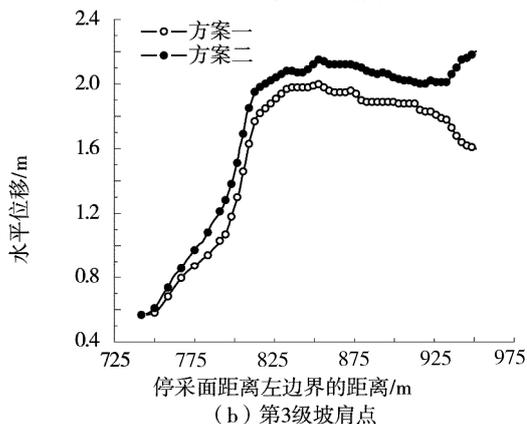
对比分析可知: ①露天边坡的变形破坏以沿煤层处的水平错动为主; ②采空区达到露天坡下方时, 采空区上部坡体向采空区垮落; ③采取压脚措施后各级坡肩测点的水平位移值比原来均有减小, 第 10 级坡肩测点位移由 0.86 m 减小到 0.61 m, 第 9~5 级坡肩测点位移由 2.12 m 减小至 1.72 m。

### 3 结 论

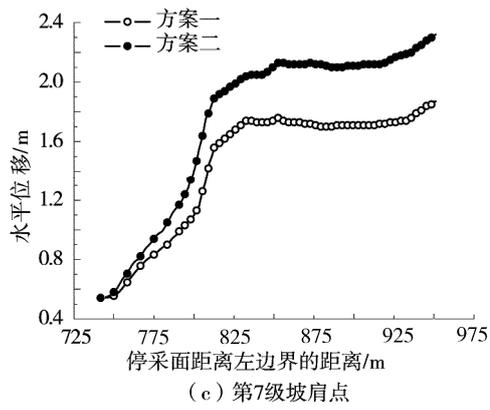
使用基于连续介质力学离散元方法(CDEM),



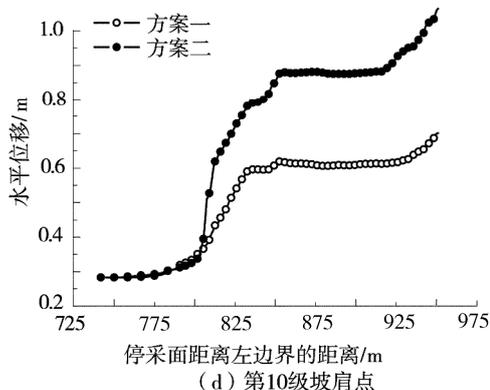
(a) 第1级坡肩点



(b) 第3级坡肩点



(c) 第7级坡肩点



(d) 第10级坡肩点

图 8 开采过程中各级坡肩点的水平位移

对安家岭矿北帮地下开采引起上覆岩层破坏及边坡

变形进行了二维全过程数值模拟,计算结果表明 CDEM 方法可以模拟地下采矿过程中顶板垮落、岩层离层及边坡变形的主要特征。

通过对采空区上覆岩层的竖向应力变化分析发现弯曲带与垮落带和裂隙带总厚度之比约为 0.5;通过对岩层变形破坏演化过程分析得到初次垮落步距约为 115~165 m,采空区达到露天坡下方时,上部坡体向采空区垮落产生张拉裂缝,露天矿边坡以层间水平错动为主,不会直接滑坡;数值算例对比发现压脚措施可减少边坡向露天矿一侧的水平位移。

#### 参考文献:

- [1] 陈仕阔,杨天鸿,张华兴.平朔安家岭露天矿地下采动条件下的边坡稳定性[J].煤炭学报,2008,33(2):148-152.
- [2] 马进岩.安家岭北帮内排压脚回填技术的参数优化研究[J].中国矿业,2009,18(9):90-93.
- [3] 丁启新,乔兰.安家岭矿高陡边坡滑动破坏机理分析[J].中国矿业,2009,18(12):91-95.
- [4] 韩放,谢芳,王金安.露天转地下开采岩体稳定性三维数值模拟[J].北京科技大学学报,2006,28(6):509-514.
- [5] 朱建明,刘宪权,冯锦燕,等.露井联合采下边坡稳定性及其边界参数优化研究[J].岩石力学与工程学报,2009,28(增2):3971-3977.
- [6] 刘宪权,朱建明,冯锦艳,等.水平厚煤层露井联合开采线边坡破坏机理[J].煤炭学报,2008,33(12):1346-1350.
- [7] 朱建明,冯锦艳,彭新坡,等.露井联合采下采动边坡移动规律及开采参数优化[J].煤炭学报,2010,35(7):1089-1094.
- [8] 王东,曹兰柱,宋子岭.基于 RFPA-SRM 的露井联合采边坡稳定性研究[J].合肥工业大学学报:自然科学版,2009,32(10):1562-1565.
- [9] 郑友毅.露井联合采边坡稳定性数值模拟[J].辽宁工程技术大学学报:自然科学版,2009,28(4):533-536.
- [10] 曹胜根,钱鸣高,缪协兴,等.综放开采顶板稳定性的数值模拟研究[J].岩石力学与工程学报,2000,19(4):472-475.
- [11] 杨建立,左建平,孙凯,等.大采高多断层工作面综放诱发地表沉陷观测及数值分析[J].岩石力学与工程学报,2011,30(9):1216-1224.
- [12] LI S H, ZHAO M H, WANG Y N, et al. A continuum-based discrete element method for continuous deformation and failure process [C]//WCCM VI in Conjunction with APCOM04. Beijing [s. n.] 2004.
- [13] LI Shihai, ZHANG Yanan, FENG Chun. A spring system equivalent to continuum model [C]//Discrete Element Methods, Simulation of Discontinua: Theory and Applications. Ed. By Antonio Munjiza. London: Queen Mary, University of London, 2010: 75-85.
- [14] 冯春,李世海,刘晓宇.半弹簧接触模型及其在边坡破坏计算中的应用[J].力学学报,2011,43(1):184-192.
- [15] Li SH, Wang JG, Liu BS, et al. Analysis of critical excavation depth for a jointed rock slope by face-to-face discrete element method [J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2007, 40(4): 331-348.
- [16] 张亚南,冯春,李世海.采用波动方法探测土石混合体结构特性的可行性研究[J].岩石力学与工程学报,2011,30(9):1855-1863.
- [17] 陆晶晶,刘天莘,李世海,等.基于 CDEM 的高桩码头承载力数值模拟[J].水运工程,2010(9):41-47.

作者简介:王振伟(1977-),男,吉林人,博士研究生,从事岩体力学及边坡工程方面的研究。

(收稿日期:2013-04-17;责任编辑:梁绍权)

