

诱导冒落法回采挂帮矿引发的边坡失稳

任凤玉¹, 谭宝会¹, 付煜¹, 朱强²

(1. 东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819; 2. 西南科技大学 环境与资源学院, 四川 绵阳 621010)

摘 要: 在露天转地下过渡期利用诱导冒落法回采挂帮矿时将引发边坡大规模失稳, 这将对坑底的露天采矿、露天运输系统以及地表设施和建筑产生威胁。岩体结构对边坡失稳的发展有着关键的控制作用, 通过非连续变形分析(DDA)方法研究了不同边坡岩体结构下, 采用诱导冒落法回采挂帮矿时引发的边坡失稳过程。通过7组岩体结构各不相同的边坡模型, 得到三种边坡失稳模式: 滑移失稳、倾倒失稳、复合失稳, 不同的边坡失稳模式导致不同的边坡破坏程度及破坏规模。最后以海南铁矿为背景, 对诱导冒落法回采挂帮矿引发的边坡失稳过程进行了实例分析, 为挂帮矿的开采设计和边坡失稳风险预测及预防提供技术支撑。

关 键 词: 挂帮矿; 诱导冒落法; 边坡失稳; 岩体结构; 非连续变形分析

中图分类号: TD 853 **文献标志码:** A **文章编号:** 1005-3026(2019)02-0273-06

Slope Failure Caused by Hanging-Wall Ores Mining by Induced Caving Method

REN Feng-yu¹, TAN Bao-hui¹, FU Yu¹, ZHU Qiang²

(1. School of Resources & Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110819, China; 2. School of Environment & Resources, Southwest University of Science and Technology, Mianyang 621010, China. Corresponding author: TAN Bao-hui, E-mail: neu1410438@163.com)

Abstract: Induced caving is a new underground mining method, which contributes to the smooth connection of ore production during the transition from open pit to underground. However, large scale of slope failure can be triggered when mining hanging-wall ores by this method, which would pose a threat to the open-pit mining, the open-pit transportation system and the surface infrastructure. The discontinuous geological structure of the rock mass is a key factor for slope stability. In this paper, the discontinuous deformation analysis(DDA) was used to study the slope failure process caused by hanging-wall-ore mining excavated by the induced caving method in different rock mass structures. Three slope failure modes, namely, sliding, toppling and complex failures, were concluded based on seven models with different rock mass structures, leading to different failure modes. A case of slope failure was analyzed based on Hainan iron mine. This study provides some technical supports for mining design of induced caving, as well as risk prediction and prevention of slope failure.

Key words: hanging-wall ore; induced caving method; slope failure; rock mass structure; DDA

在露天转地下过渡期回采挂帮矿是维持矿石产量稳定的重要手段, 然而回采挂帮矿可能会引发边坡大规模失稳。研究边坡失稳的主要手段有: 理论求解^[1]、现场监测^[2]、数值模拟^[3]、物理实验^[4]等。数值模拟方法可以分析挂帮矿开采过程中边坡岩体的应力、应变及位移的演变过程^[5]。Vyazmensky 等利用有限元与离散元耦合的方法

研究了自然崩落法采矿诱发大型露天坑边坡的失稳过程^[6]; Woo 等采用三维有限元对地下采矿诱发的露天坑边坡失稳进行了预测研究^[7]; Xu 等利用离散元方法研究了无底柱分段崩落法回采挂帮矿引发的边坡失稳^[8]。

近年来, 诱导冒落法逐渐被应用于露天转地下过渡期回采挂帮矿。在露天转地下过渡期利用

该法回采挂帮矿,除了具有产能大、成本低等优点外,还可通过限制切割工程的规模、形状等来控制边坡的失稳进程,使失稳坡体冲入挂帮矿回采形成的采空区而不危害露天采场作业。

利用诱导冒落法回采挂帮矿会引发边坡的大规模失稳,边坡的失稳受多种因素控制,其中岩体的非连续地质结构起着关键作用^[9]。本文采用非连续变形分析(DDA)方法,研究了不同边坡岩体结构下,采用诱导冒落法回采挂帮矿引发的边坡失稳过程,为挂帮矿的开采设计以及边坡失稳带来的风险预测与预防提供技术支撑。

1 DDA 程序的改进

在 DDA 模型中,当块体带有锐角且自身无法开裂时,块体在运动过程中就容易卡死。为解决这一问题,在 DDA 前处理中增加了块体的切角功能,即通过内定算法将块体的尖角切掉,从而使块体变得不易卡死。切角后的模型在一定程度上也更符合真实的岩体结构,但要确定合理的切角比例则需要进行大规模岩体结构信息调查,这在实际操作中难度较大,但从减少模型卡死概率来说,只要进行适当切角,其作用都会非常明显。

2 模型建立及模拟方案

2.1 模型的建立

模型的几何尺寸及测点(MP1~MP5)分布如图 1 所示。测点坐标(单位:m)分别为 MP1(150, 35),MP2(260,248),MP3(300,248),MP4(340, 248),MP5(380,248)。模型中挂帮矿划分为顶部、中部及底部,当模型达到初始应力平衡后,对挂帮矿进行开挖,第一步开挖顶部,第二步同时开挖中部和底部。

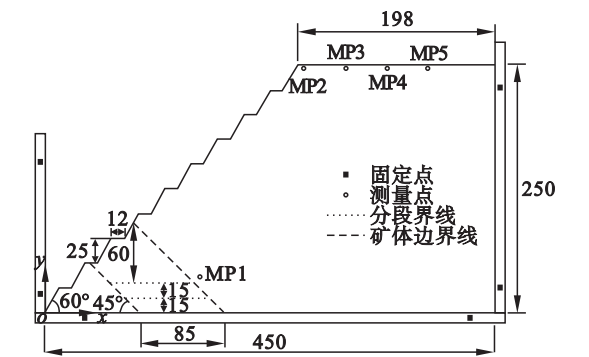


图 1 模型几何尺寸及测点分布图(单位:m)
Fig. 1 Geometric dimension of model and layout of measuring points(unit:m)

为研究节理构造对挂帮矿开采引发边坡失稳

的影响,构建了 7 组模型,每组模型中边坡岩体均包含两组贯通节理,分别命名为 j_1 节理组和 j_2 节理组。各模型中 j_1 与 j_2 的夹角各不相同。表 1 给出了 7 组模型的节理参数。

表 1 J1~J7 模型边坡岩体节理参数
Table 1 Joint parameters of slope rocks of J1-J7 models

模型编号	节理组倾角(j_1/j_2)	节理间距(j_1/j_2)	块体总数
J1	0°/50°	5.0 m/3.8 m	3 116
J2	0°/70°	5.0 m/4.7 m	3 090
J3	0°/90°	5.0 m/5.0 m	3 077
J4	0°/110°	5.0 m/4.7 m	3 089
J5	0°/130°	5.0 m/3.8 m	3 099
J6	0°/150°	5.0 m/2.5 m	3 120
J7	70°/110°	3.5 m/4.7 m	3 160

2.2 力学及数值控制参数

边坡岩体主要力学参数以及数值控制参数如下:岩体密度为 $2\,700\text{ kg}\cdot\text{m}^{-3}$,杨氏模量为 30 GPa,泊松比为 0.25,岩体节理开裂前的内聚力为 1 MPa,开裂后转为 0 MPa,岩体节理开裂前的抗拉强度为 0.5 MPa,开裂后转为 0 MPa,岩体节理开裂前的摩擦角为 35°,开裂后转为 25°,模型在开挖前的求解状态为静态,开挖后转为动态,开挖前时间步长为 0.001 s,开挖后时间步长转为 0.000 1 s,位移比为 0.001,法向弹簧刚度为 350 GPa。

3 岩体结构对边坡失稳的影响

各模型的最终边坡失稳形态如图 2 所示。

3.1 边坡失稳模式分析

7 组模型的边坡失稳模式可以归纳为以下 3 种类型。

3.1.1 滑移失稳

由图 2a~2c 可知,J1,J2,J3 三组模型发生了滑移失稳,且边坡的失稳主要受 j_2 节理组控制,挂帮矿开挖后, j_2 节理面上的阻力小于临空边坡岩体的下滑力,边坡沿 j_2 节理面发生滑移失稳。J1 模型中滑坡量最大,有部分块体冲出了采空区。

3.1.2 倾倒失稳

由图 2d~2f 可知,J4,J5,J6 三组模型发生了倾倒失稳,其失稳模式主要受 j_2 节理组控制。在这三组模型中, j_2 节理组均指向边坡内部,挂帮矿开挖后,岩层在重力弯矩作用下向采空区发生弯曲倾倒,当弯曲变形发展到一定程度,岩层发生折

断破裂. 在 J5 模型中, 边坡在倾倒过程中发生了大规模垮塌, 导致大量散体冲出采空区. J6 模型中, 采空区上方岩体以块或簇的形式发生零星掉落, 个别块体弹滚至边坡根部. 导致 J6 模型出现这种破坏现象的原因除了 j_2 的倾角较缓外, 还

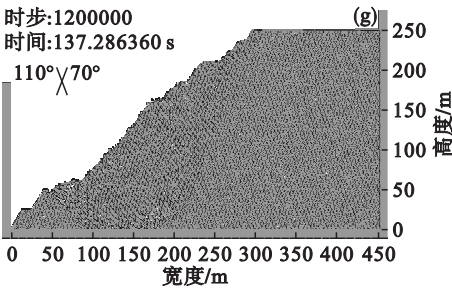
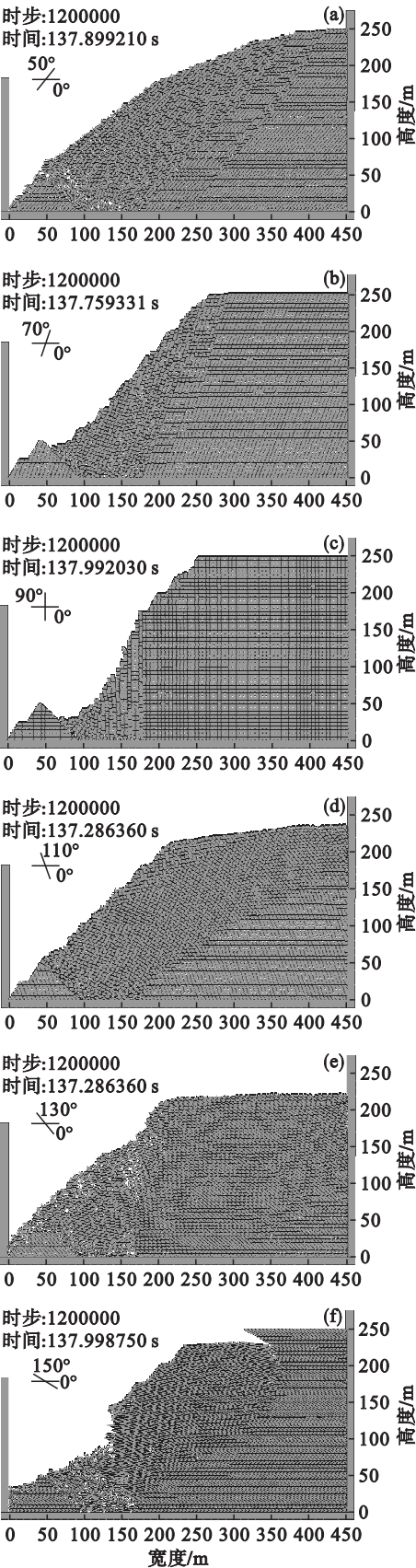


图 2 J1 ~ J7 模型边坡失稳形态
Fig. 2 Failure patterns for the J1 ~ J7 models
(a)—J1 模型; (b)—J2 模型; (c)—J3 模型;
(d)—J4 模型; (e)—J5 模型; (f)—J6 模型; (g)—J7 模型.

因为 j_1 与 j_2 相互交错生成的块体狭长且带尖锐棱角, 这些块体绞合在一起有助于边坡在倾倒过程中实现自稳.

3.1.3 复合失稳

J7 模型中 j_1 节理组和 j_2 节理组倾向相反, j_1 节理组控制边坡的滑移破坏, j_2 节理组控制边坡的倾倒破坏. 图 2g 展示出 J7 模型边坡的破坏模式同时包含了滑移破坏和倾倒破坏.

3.2 边坡岩体破坏程度分析

图 3 给出了 7 组模型在即将进行第二步开挖时以及边坡最终失稳状态时, 各模型中位移 ≥ 0.1 m 的块体数量占模型块体总数量的百分比. 从图 3 可知, 倾倒失稳(J4 ~ J6 模型)引发边坡岩体破坏程度相对严重于滑移破坏(J1 ~ J3 模型)和复合破坏(J7 模型), 表明倾倒破坏是一种大规模、深层次的破坏模式. 在 J1, J2, J3 三组模型中, 表现出 j_2 节理组的倾角越缓边坡岩体滑移破坏程度就越严重的规律. 在 J4, J5, J6 三组模型中, J6 模型边坡岩体倾倒破坏程度最小, 进一步说明 J6 模型中 j_2 与 j_1 的交错形式有利于抑制倾倒破坏的发展. J7 模型边坡的破坏程度介于 J2 模型与 J4 模型之间.

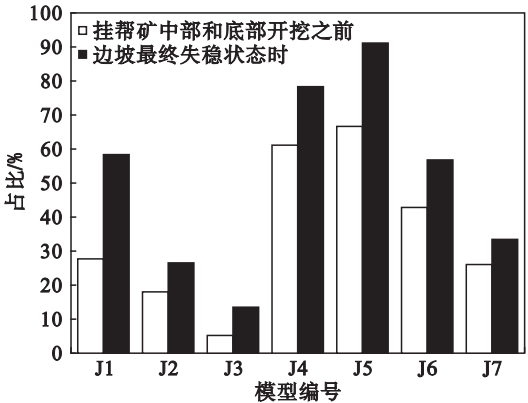


图 3 位移 ≥ 0.1 m 的块体数量占模型块体总数量的百分比
Fig. 3 Percentage of the blocks with displacement larger than 0.1 m in total number of blocks

3.3 地表位移场特征分析

图 4 给出了 J1 ~ J7 模型在边坡最终失稳状态时,各模型中 MP2 ~ MP5 测点的水平位移及垂直位移。

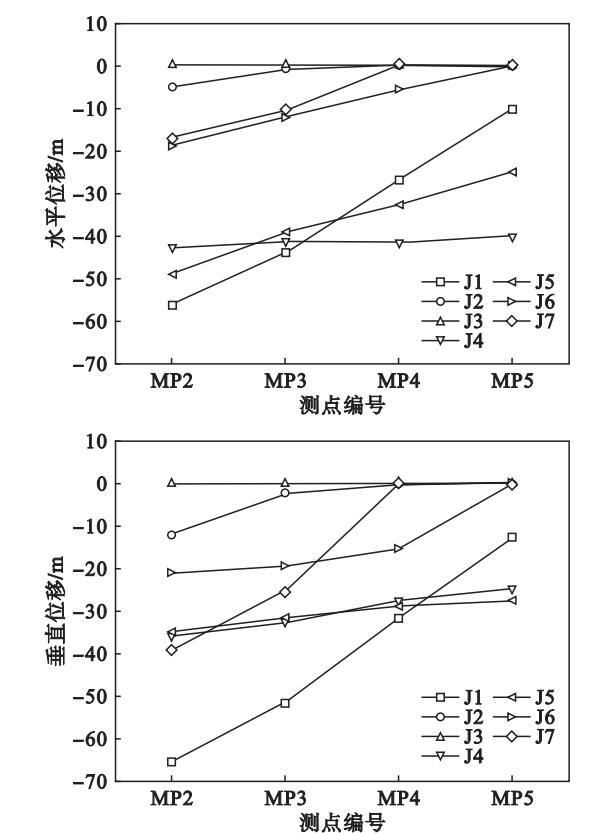


图 4 边坡最终失稳状态时 MP2 ~ MP5 测点位移
Fig. 4 Horizontal and vertical displacements of measuring points MP2 ~ MP5 in the failure state

从图 4 可知,在任一模型中,测点距露天坑越远,测点位移就越小。在 J1 ~ J7 模型中,MP5 测点的水平位移最大绝对值出现在 J4 模型中,垂直位移最大绝对值出现在 J5 模型中,表明倾倒塌坏更容易在地表引发大范围的岩移运动。

4 案例研究

4.1 采矿背景

海南铁矿矿体赋存标高 202.44 ~ -601.91 m,0 m 之上采用露天开采,其下计划转为地下开采。为确保矿山在露天转地下过渡期矿石产量的正常衔接,矿山拟采用诱导冒落法回采位于东南部最终边坡之下的挂帮矿。

4.2 矿岩类型及节理

挂帮矿主要为磁铁矿石岩,边坡岩体主要是白云岩以及绢云母石英片岩。边坡岩体包含三组主节理,连续性均较好。表 2 给出了边坡岩体的节

理参数。

表 2 边坡岩体节理参数			
Table 2 Joint parameters of the slope rock mass			
节理组	走向/倾向	平均间距	赋存条件
S1	316°/85°	1.0 m	连续性好
S2	308°/67°	0.8 m	连续性好
S3	302°/16°	2.2 m	连续性好

4.3 挂帮矿开采引发边坡失稳的数值模拟

图 5 给出了挂帮矿边坡的剖面图及 DDA 模型图。考虑到边坡岩体的三组主节理均具有较好的连续性,在建模时将三组主节理均按贯通节理处理,并将三组节理投影至二维平面进行简化建模。在综合考虑矿岩强度及矿体埋深的基础上,通过经验公式对挂帮矿的临界冒落跨度进行计算^[10],经计算,首采分段至少应设定在矿体水平宽度达到 30 m 的部位,因而将首采分段设置在 60 m 水平,第二、三分段分别设置在 45 m 及 30 m 水平。模型中设定边坡岩体密度为 2 780 kg·m⁻³,弹性模量为 28 GPa,泊松比为 0.25,节理开裂前内聚力为 0.3 MPa,开裂后为 0 MPa,节理开裂前抗拉强度为 0.1 MPa,开裂后为 0 MPa,节理开裂前摩擦角为 35°,开裂后为 30°,开挖顺序及数值控制参数与前述模拟方案一致。

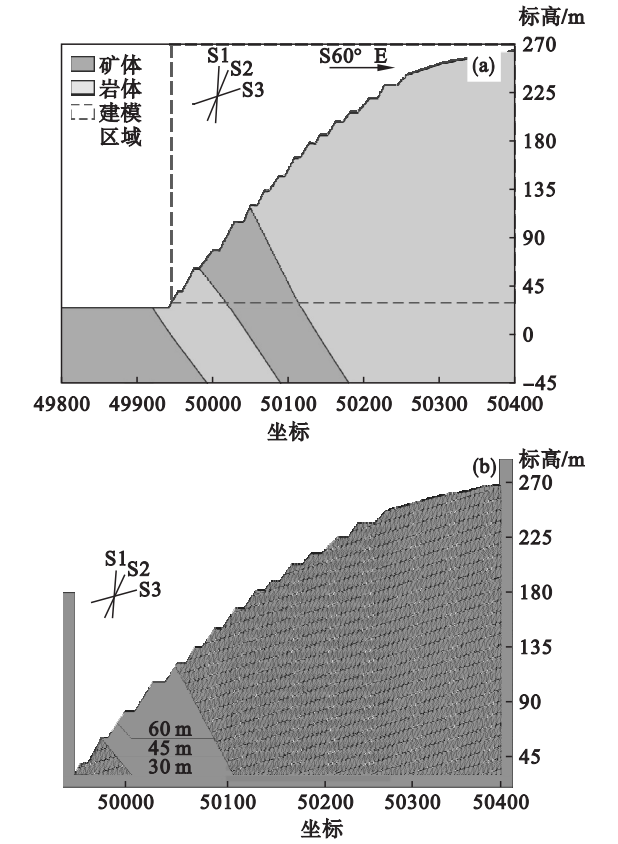


图 5 边坡剖面图及 DDA 模型
Fig. 5 Profile of the slope and the DDA model
(a) —边坡剖面图; (b) —DDA 模型。

图 6 给出了挂帮矿开挖后的边坡失稳状态。

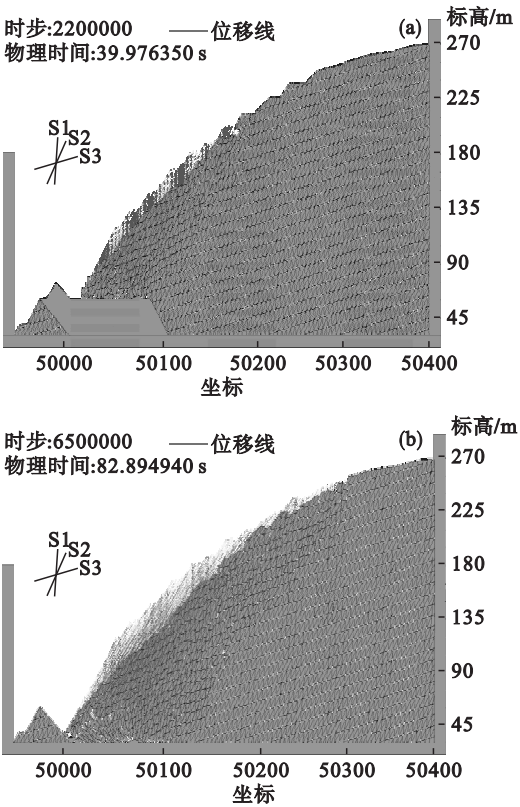


图 6 挂帮矿不同开挖阶段引发的边坡失稳形态图
Fig. 6 Failure modes of hanging-wall mining at different excavation stages
(a)—即将进行第二步开挖时的边坡失稳形态;
(b)—边坡最终失稳形态.

从图 6 可知,挂帮矿开挖所形成的采空区完全容纳了失稳坡体.挂帮矿开挖引发的边坡失稳模式主要为滑移失稳,失稳范围主要受 S2 及 S3 节理组的控制.在挂帮矿顶部开挖后,S2 节理组对边坡失稳范围起主要控制作用;挂帮矿中部和底部开挖之后,S3 节理组对边坡失稳范围的控制作用逐渐凸显出来,尤其是体现在边坡顶部.

根据数值模拟结果可知,在利用诱导冒落法回采挂帮矿时,采空区的体积能否完全容纳滑坡体是保证露天坑底安全生产的关键,图 7 给出了采空区与滑落区的相对位置及数量关系,图中黑粗线圈出部分为滑落区,阴影部分为边坡滑落散体的最大堆存区.

要确保滑坡体不冲出采空区,则需要最大堆存区的散体容量必须大于滑落区散体量,可推算出回采面积 S 需满足如下公式^[10]:

$$S \geq \frac{1}{2} \left[\frac{(B+l)^2}{\cot \alpha - \cot \beta} - \frac{l^2}{\cot \alpha + \cot \beta} \right] - \frac{1}{2\eta} \left[\frac{[(B+l) - l\nabla]^2}{\cot \alpha_1 - \cot \beta} + \frac{2(B+l)l - (1+\nabla)l^2}{\cot \alpha + \cot \beta} \right];$$

$$\nabla = \frac{\cot \alpha - \cot \beta}{\cot \alpha + \cot \beta}.$$

式中: α 为露天边坡角, ($^\circ$); α_1 为滑落散体坡面角, ($^\circ$); β 为矿岩滑移角, ($^\circ$); B 为回采宽度, m; l 为保安矿柱宽度, m; η 为矿岩碎胀系数. 在此条件下便可保证露天转地下过渡期露天坑底作业的安全性.

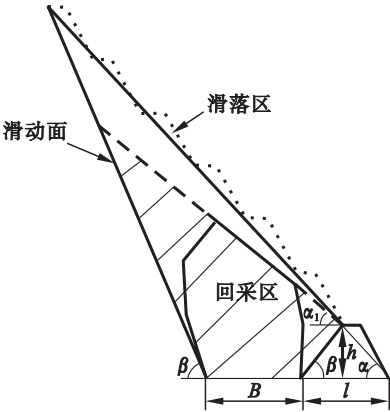


图 7 采空区与滑移区的相对位置关系示意图
Fig. 7 Location of the goaf and the sliding zone

5 结 论

- 1) 岩体结构决定了边坡的失稳模式及规模,研究得出了三种失稳模式:滑移失稳、倾倒失稳和复合失稳,其中倾倒失稳更容易引发边坡及地表的大规模变形破坏,但是当节理倾角不利于倾倒破坏的发展时,边坡倾倒将受到抑制.
- 2) 对诱导冒落法回采海南铁矿挂帮矿开展了预研,得出采空区能够完全容纳失稳坡体的结论,并讨论了采空区与滑坡体的相对数量关系,为下一步采矿设计和风险预防提供了技术支撑.

参考文献:

[1] Agliardi F, Crosta G B, Meloni C, et al. Structurally-controlled instability, damage and slope failure in a porphyry rock mass[J]. *Tectonophysics*, 2013, 605:34-47.

[2] Atzeni C, Barla M, Pieraccini M, et al. Early warning monitoring of natural and engineered slopes with ground-based synthetic-aperture radar[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2015, 48(1):235-246.

[3] Fotopoulou S, Pitilakis K. Predictive relationships for seismically induced slope displacements using numerical analysis results [J]. *Bulletin of Earthquake Engineering*, 2015, 13(11):3207-3238.

[4] Adhikary D P, Dyskin A V, Jewell R J, et al. A study of the mechanism of flexural toppling failure of rock slopes[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 1997, 30(2):75-93.

[5] Cundall P. Recent advances in numerical modelling for large-scale mining projects [R]. Minneapolis: Itasca Consulting Group, Inc, 2008.