

急倾斜薄矿脉崩落法开采及崩落散体的承载机理

安 龙¹, 王日东², 侯朋远¹, 梁瑞余¹
(1. 东北大学 深部金属矿山安全开采教育部重点实验室, 辽宁 沈阳 110819;
2. 威海晶合数字矿山技术有限公司, 山东 威海 264200)

摘 要: 以金厂沟梁金矿为工程依托,利用崩落矿岩散体的承载机理,提出了急倾斜薄矿脉破碎矿体崩落法开采方案.运用数值计算手段,研究崩落矿岩散体的承载机制,分析分段高度对崩落矿岩散体承载效果的影响.计算结果表明:与空场法开采相比,崩落法开采有效改善了采场围岩的稳定性,围岩塑性区体积减小了58.4%.随着分段高度的增大,崩落矿岩散体对围岩的支撑作用相应减弱,但影响较小.研究结果表明,采用崩落法回采急倾斜薄矿脉破碎矿体是合理的、可行的,同时也为该类矿体的回采提供了新的思路.

关 键 词: 崩落法;急倾斜薄矿脉;围岩稳定性;分段高度;数值计算

中图分类号: TD 851 文献标志码: A 文章编号: 1005-3026(2019)02-0278-06

Caving Mining of Steeply Inclined Narrow Veins and Supporting Mechanism of Caved Rock

AN Long¹, WANG Ri-dong², HOU Peng-yuan¹, LIANG Rui-yu¹
(1. Key Laboratory of Ministry of Education for Safe Mining of Deep Metal Mines, Northeastern University, Shenyang 110819, China; 2. WeiHai Gemho Digital Mining Technology Co., Ltd., Weihai 264200, China.
Corresponding author: AN Long, E-mail: anlong@mail.neu.edu.cn)

Abstract: Based on the gold mine in Jinchanggouliang, taking advantage of the supporting role of caved rock, a caving mining method was proposed for steeply inclined narrow veins. Using numerical simulation method, the support mechanism action of caved rock for surrounding rock was studied and the influence of sublevel height on the supporting effect of caved rock was analyzed. The calculation results are as follows: the stability of surrounding rock increases significantly by the caving mining method compared with the open stope method and the volume of plastic zone decreases by 58.4%. With the increase of the sublevel height, the support effect of caved rock decreases slightly. The research result provides a new way for mining the broken orebody with steeply inclined narrow veins based on caving mining method. The feasibility and rationality of the caving mining method are also verified.

Key words: caving mining method; steeply inclined narrow vein; stability of surrounding rock; sublevel height; numerical simulation

急倾斜薄矿脉在我国有色金属矿山中分布广泛,其中在钨、锡、铋和黄金矿山中所占比重较大,特别是黄金矿山,根据相关数据统计,我国的岩金矿山多呈急倾斜薄矿脉,几乎占据了我国岩金矿山地质储量的近50%.虽然薄矿脉在全球采矿工业总量中所占比重相对较小,但由于其多为贵重金属资源而成为非常重要的一部分^[1].急倾斜薄矿脉破碎矿体在开采时极易发生采场顶板及上下盘围岩冒落,不仅给施工人员带来严重的安全隐患,同时,垮落的围岩与崩落的矿石混杂,增大了矿石的损失和贫化,甚至部分矿体由于围岩冒落严重而难于开采.针对该类矿体的开采难题,国内外学者开展了大量研究,提出了上向和下向分层充填法、长锚索预锚固的分段充填法以及爬罐天

井中深孔采矿法. 其中上向和下向分层充填法的回采工艺复杂,回采成本高,采场生产能力小;而采用中深孔进行回采时,虽然保证了施工人员的安全、提高了生产能力,但其长锚索预锚固技术复杂,且支护效果难以保证^[2-5]. 因此,如何有效控制采场围岩,高效回采矿体,是当前急倾斜薄矿脉破碎矿体开采所面临的难题. 本文以中国黄金集团金厂沟梁金矿为工程背景,开展急倾斜薄矿脉破碎矿体开采方法研究,分析当前开采过程中存在的问题及主要制约因素,提出急倾斜薄矿脉破碎矿体崩落法开采方案. 运用数值模拟手段,计算传统工艺与崩落法开采工艺在回采过程中的地压分布规律,探讨崩落法开采工艺中崩落矿岩散体的承载机制和支撑效果,对比不同分段高度对崩落矿岩散体支撑效果的影响,为崩落法开采急倾斜薄矿脉破碎矿体提供理论支撑.

1 矿山开采现状

金厂沟梁金矿位于内蒙古敖汉旗境内,其矿区内 18#矿体为典型的急倾斜薄矿脉破碎矿体,矿脉受断裂构造控制,矿体的连续性好;矿石以绿泥石化、绢云母化蚀变岩为主,围岩以斜长角闪片麻岩为主,矿体及围岩的稳定性均较差;矿体平均厚度 3 m,平均倾角 65°,矿石平均品位 2 g/t. 金厂沟梁金矿结合其多年生产实践经验,采用浅孔留矿法开采该矿体(见图 1). 矿块长度为 40 m,宽为矿体水平厚度,高为中段高 40 m,留设顶底柱和间柱,其中顶柱高 3 m,底柱高 4 m,间柱宽 6 m. 采用浅孔落矿工艺自下向上分层回采,分层高度 2.5 m,每次出矿量为落矿量的三分之一,出矿后施工人员进入采场进行平场工作,平场后施工人员站在崩落矿石散体上继续进行上分层回采,待整个矿块回采完毕后(即回采到采场顶柱位置时),进行大放矿,将采场内的崩落矿石一次性放出.

调查金厂沟梁金矿 18#矿体回采情况可知,受到开采工艺和岩体稳定性的影响,在采用浅孔留矿法进行该类矿体的回采时,频繁出现采场顶板和上下盘围岩体的垮落,极大地增加了矿石的损失和贫化,给现场施工人员带来极大安全隐患,严重影响了回采的正常进行,如图 2 所示. 岩体垮落主要表现为以下四种形式:①矿岩体破碎,在回采过程中采场顶板发生冒落;②随着回采高度的增加,上下盘围岩松弛程度不断增大,当高度达到一定值时,上下盘围岩发生垮落;③间柱和顶底柱留设尺寸不合理,回采过程中出现间柱和矿石底

柱失稳破坏,大放矿过程中发生顶柱失稳破坏与上阶段采场相联通;④大放矿过程中,随着上下盘围岩暴露面积增加,上下盘围岩失稳破坏,导致矿岩混杂,影响矿石的回收指标. 统计当前 18#矿体浅孔留矿法采场的经济技术指标可知,采用浅孔留矿法回采,矿石的平均回收率不到 50%,矿石的一次贫化率大于 40%,单采场生产能力仅为 60 t/d,显然,浅孔留矿法已不适于急倾斜薄矿脉破碎矿体的回采.

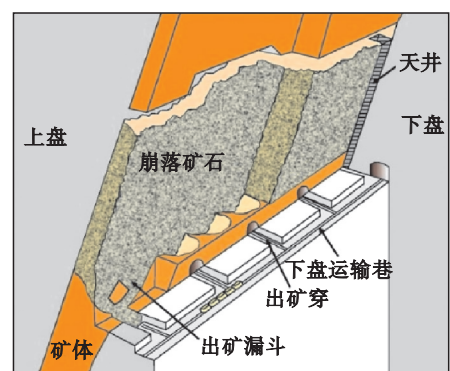


图 1 浅孔留矿法开采示意图
Fig. 1 Schematic diagram of shrinkage stoping

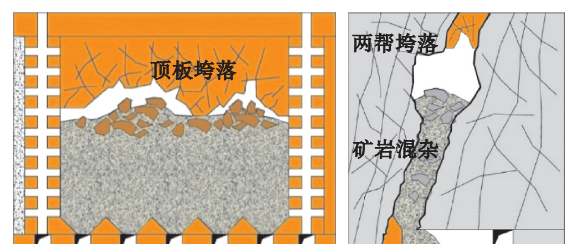


图 2 开采引起的围岩冒落
Fig. 2 Collapse of surrounding rock due to mining

2 急倾斜薄矿脉破碎矿体崩落法开采

根据金厂沟梁金矿当前开采所存在的问题可知,采场顶板及上下盘围岩的垮落是制约其矿体回采的关键. 为解决这一关键问题,本文提出一种适用于急倾斜薄矿脉破碎矿体的崩落法开采方案. 该方案的核心思想如下:①通过围岩的崩落,释放围岩内的应变能,减少围岩应力的集中程度;②崩落的围岩位于矿体之上,矿石在覆岩下开采,崩落的围岩在充填采空区的同时,还可起到支撑上下盘围岩的作用,能够在一定程度上阻止上下盘围岩发生垮落;③自上向下回采,避免顶板围岩垮落所带来的安全隐患;④采用中深孔落矿取代浅孔落矿,凿岩和出矿工作只在凿岩巷道内进行,保障了施工人员的安全,同时极大地增加了采场

的生产能力和效率.

2.1 回采工艺

传统的无底柱分段崩落法适用于中厚或厚大矿体,其回采进路垂直于矿体走向布置,而本文所提出的急倾斜薄矿脉破碎矿体崩落法开采方案,受矿体赋存产状制约,其回采进路沿矿体走向布置,回采工艺过程如图 3 所示. 回采阶段高 40 m,分段高 13 m,沿矿体走向每隔 60 m 划分一个矿块. 分段间下行式开采,矿块内自中央切割天井向两翼退采,整体呈“倒金字塔形”. 多分段间同时回采时,上分段应超前下分段 20 ~ 30 m 距离. 采用上向中深孔回采时,炮孔方向前倾,前倾角度为 80°,通过前倾炮孔的布置在一定程度上提高矿石的回收率. 爆破时以矿块中央的切割天井为自由面,自中央向两侧退采,为减少薄矿脉爆破的夹制作用,炮孔呈“梅花形”布置,排距 1.2 m,孔距 1 m. 采用无轨设备进行运搬,将崩落的矿石自分段凿岩巷道中铲出,搬运至放矿溜井. 回采时严格按照截止品位出矿,当所出矿石品位达到设计截止品位时,停止出矿.

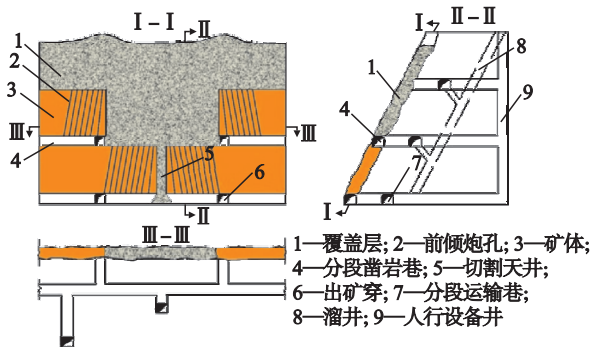


图 3 崩落法开采示意图

Fig. 3 Schematic diagram of caving method

2.2 覆盖层的形成

为了在回采过程中持续对上下盘围岩提供支撑作用,崩落法开采需要形成一定厚度的覆盖层,对于本方案,覆盖层厚度不应小于 20 m,初始覆盖层厚度不小于 10 m. 形成覆盖层方法有:①采用控制放矿方式形成初始覆盖层,在首分段开采时,仅放出崩落矿量的 25% ~ 30%,剩余的矿石散体作为初始覆盖层在下分段放出;②在回采过程中采用人工填倒废石的方式保证覆盖层的厚度;③随着回采范围的增大,上下盘围岩暴露面积也随之增大,引起围岩自然崩落形成覆盖层.

2.3 围岩可冒性分析

上下盘及顶板围岩冒落,是形成崩落法废石覆盖层的有效手段. 任凤玉等通过研究采空区顶部及上下盘岩体的冒落规律^[6],揭示了重力驱动

下的采空区顶板及上下盘围岩的变形破坏过程,并基于岩体冒落规律,提出引起采空区顶板破坏的等效半径的计算方法:

$$l = \sqrt{k \frac{2hT_c}{\rho(H-h)}}.$$

式中: T_c 为采空区顶板岩石的极限抗压强度, MPa, ρ 为顶板岩石密度, t/m^3 , H 为采空区埋深, m; k 为换算因子, $k = 1\,000/9.8\,s^2$, h 为采空区平均高度, m.

根据现场岩石力学调查得到金厂沟梁金矿顶板岩石的极限抗压强度为 $T_c = 26.95\,MPa$, 岩石密度为 $\rho = 2.7\,t/m^3$, 矿体埋深 $H = 270\,m$, 分段高度 13 m, 将以上数值代入等效半径公式, 得到采空区保持稳定的极限长度为 20.3 m, 因此, 当前设计的矿块几何参数满足其顶板岩体自然破坏的条件, 可以认为在该参数下进行开采能够形成上部的废石覆盖层.

3 回采过程地压分布规律

本文所提出的崩落法开采新工艺,其核心思想是,利用崩落散体的支撑作用,降低上下盘围岩的应力松弛程度,阻止上下盘围岩在回采期间的垮落. 但是矿岩散体的承载机制和支撑效果如何,分段高度的不同是否影响矿岩散体的支撑效果,目前尚难以回答. 为此,本文采用数值模拟的手段,结合现场岩体条件,对不同回采工艺以及不同分段高度条件下的围岩受力情况进行对比分析,为急倾斜薄矿脉破碎矿体崩落法开采工艺提供理论支撑.

3.1 数值模型建立

以金厂沟梁金矿 18#矿体为工程背景,采用 FLAC^{3D} 数值分析软件建立三维模型,结合现场生产实际,模型中待采矿体高 40 m,矿体水平厚度 3 m,倾角 65°. 由于开采扰动的最大影响范围一般不超过采场最大直线尺寸的 3 ~ 5 倍^[7]. 数值模型尺寸(长 × 宽 × 高)为 220 m × 350 m × 340 m, 即 x 方向长度 220 m, y 方向长度 350 m, z 方向长度 340 m; 模型单元总数为 12 354 641 个. 三维数值计算模型如图 4 所示.

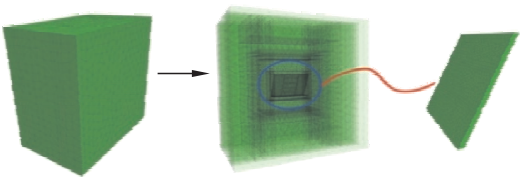


图 4 三维数值计算模型

Fig. 4 Three-dimensional numerical model

开展室内和现场岩石力学实验,得到了计算模型所需围岩力学参数,如表 1 所示. 为了实现对崩落矿岩散体的模拟,考虑所采用的数值模拟方法,需要对崩落矿岩散体材料的力学参数进行等效,本文借鉴文献[8],将崩落矿岩散体等效为力学性质较弱的连续介质,并给出其相应的力学性质. 采用理想弹塑性本构模型和摩尔库伦屈服准

则. 模型顶部为自由边界,四边和底部采用固定边界. 矿体埋深 270 m, 竖直方向以自重应力场为主,水平侧压力系数为 $\lambda = 1$ [9].

模型设置完毕后开始计算,根据回采过程进行开挖计算,每次仅开挖一个分段,模拟方案如表 2 所示.

表 1 岩石力学参数 Table 1 Mechanical parameters of rock							
岩性	密度 $\rho/(\text{kg}\cdot\text{m}^{-3})$	体积模量 K/GPa	切变模量 G/GPa	泊松比 μ	内聚力 C/MPa	内摩擦角 $\varphi/(\text{^\circ})$	抗拉强度 σ/MPa
围岩	2 730	4. 77	2. 20	0. 3	0. 8	40	2. 09
矿体	2 700	3. 95	1. 62	0. 32	0. 5	38	1. 92
崩落散体	1 680	0. 35	0. 09	0. 38	0	32	0

表 2 数值模拟方案 Table 2 Numerical simulation scheme			
方案	分段高度/m	矿块走向长度/m	回采方式
方案 1	13	50	空场法回采
方案 2	13	50	崩落法回采
方案 3	10	50	崩落法回采
方案 4	20	50	崩落法回采

3.2 崩落矿岩散体的承载作用机制

模型开挖区域沿矿体走向以 $y = 175\text{ m}$ 剖面为中心对称,且该剖面上围岩的位移量及塑性区面积最大,即该剖面为开挖区域内围岩变形破坏最严重的剖面,因此本文分析以该剖面为主,但塑

性区体积为矿体开采卸荷所导致的整个三维模型内围岩的塑性区体积总和. 如图 5 所示,对比空场法开采和崩落法开采条件下的第三主应力云图,以应力值 $\sigma = 0$ 的等值线作为分界线,当 $\sigma > 0$ 时表示在围岩内产生应力松弛区,当 $\sigma < 0$ 时表示围岩处于压缩状态,围岩能够保持稳定 [10]. 由图可以看出,当采用空场法开采时,在采场上下盘围岩内产生了较大的围岩松弛区,这些松弛区内的岩体受到岩体自身重力的驱动极易发生冒落,围岩内最大第三主应力值为 0.98 MPa . 当采用崩落法开采时,受到采场内崩落矿岩散体的支撑作用,上下盘围岩处于压缩状态,围岩第三主应力的应力值为 -0.84 MPa .

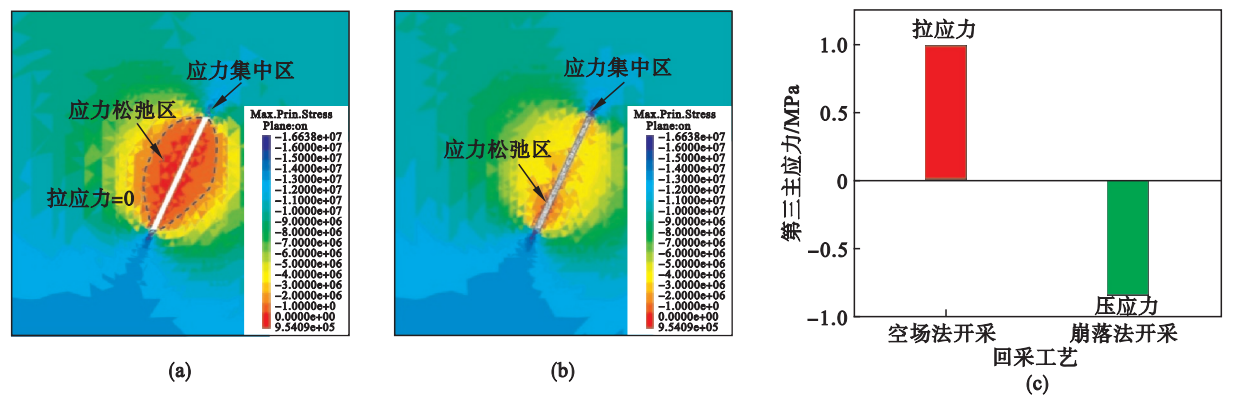


图 5 第三主应力分析
Fig. 5 Analysis of the third principal stress
(a)—空场法开采; (b)—崩落法开采; (c)—第三主应力.

两种开采工艺条件下的塑性区分布情况如图 6 所示,矿体开采后,受开采卸荷作用影响,采场围岩应力进行调整,在采场的上下盘围岩内产生一定范围的塑性区,当采用空场法开采时,在上下盘围岩内对称产生一定范围的塑性区,塑性区体

积为 $36\,802\text{ m}^3$; 当采用崩落法开采时,上下盘围岩塑性区体积显著减小,其体积为 $15\,316\text{ m}^3$,塑性区体积降低了 58.4% . 因此,可以看出,采用崩落法回采急倾斜薄矿脉破碎矿体时,采场内充填的崩落散体可对上下盘围岩的变形和破坏起到一

定的抑制作用,有效控制了矿石的损失和贫化.

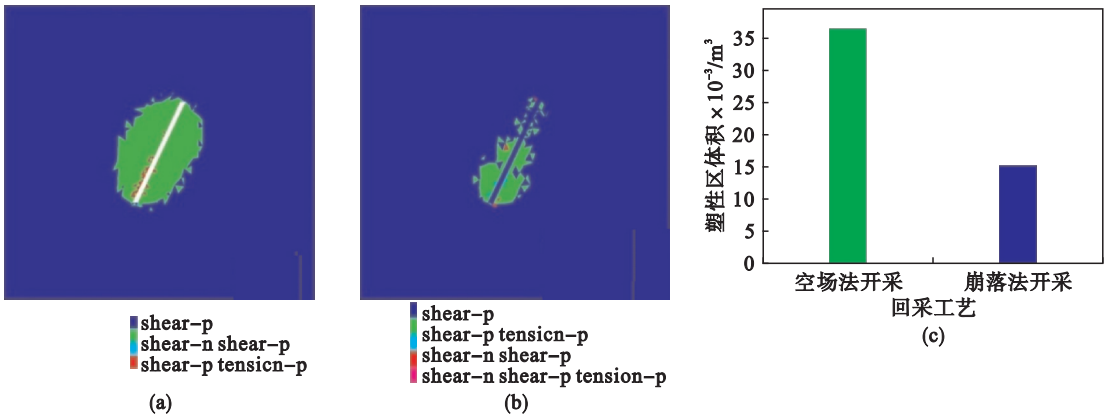


图 6 塑性区分析
Fig. 6 Analysis of plastic zone
(a)—空场法开采; (b)—崩落法开采; (c)—塑性区体积.

3.3 分段高度对支撑效果的影响

本文提出的急倾斜薄矿脉破碎矿体崩落法开采工艺,其采场结构参数主要有分段高度和崩矿步距.崩矿步距的确定主要取决于崩落矿岩散体的流动规律;分段高度的选择除了受崩落矿岩散体流动规律影响之外,还需考虑对崩落矿岩散体的支撑效果,因此,对不同分段高度条件下的围岩受力情况进行对比分析.图 7 和图 8 分别给出了不同分段高度条件下的围岩第三主应力大小和塑性区体积.由图可以看出,随着分段高度的增加,其第三主应力值逐渐增加,由 -0.85 MPa 增加到 -0.79 MPa ,增加了 7%;围岩的受压程度逐渐降低,而塑性区体积逐渐增大,由 $13\,083 \text{ m}^3$ 增加到 $15\,148 \text{ m}^3$,增加了 15%,因此虽然分段高度的增加降低了崩落矿岩散体的支撑效果,但影响程度不大.由此可知,分段高度的变化对矿体的开采影响不大,在实际生产中,分段高度的变化对凿岩精度以及矿岩散体的流动规律影响更大.

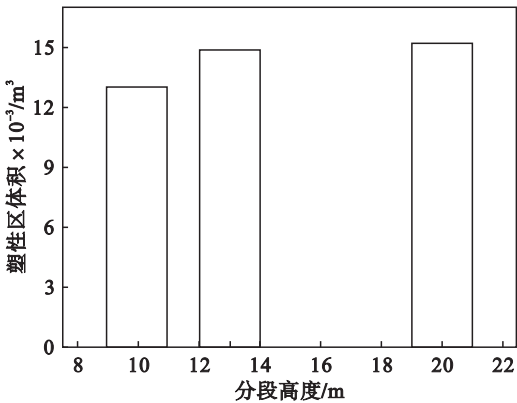


图 8 塑性区体积
Fig. 8 Plastic zone volume

4 结 论

1) 针对当前急倾斜薄矿脉破碎矿体的开采难题,利用崩落矿岩散体的承载机制,采用中深孔落矿工艺,提出了急倾斜薄矿脉破碎矿体崩落法开采工艺.

2) 对比空场法开采条件,当采用崩落法进行开采时,围岩松弛区和塑性区体积均显著降低,围岩由受拉状态转变为受压状态,表明采场内充填的崩落散体可对围岩的变形和破坏起到一定的抑制作用,改变了上下盘围岩的受力状态,提高了采场围岩的稳定性.进一步验证了采用崩落法开采急倾斜薄矿脉破碎矿体的合理性.

3) 随着分段高度的增加,崩落矿岩散体对围岩的支撑作用相应减弱,但整体影响较小.因此在进行采场结构参数选取时,应主要从散体流动规律角度确定合适的分段高度.

4) 通过现场调研和数值计算可知,本文提出

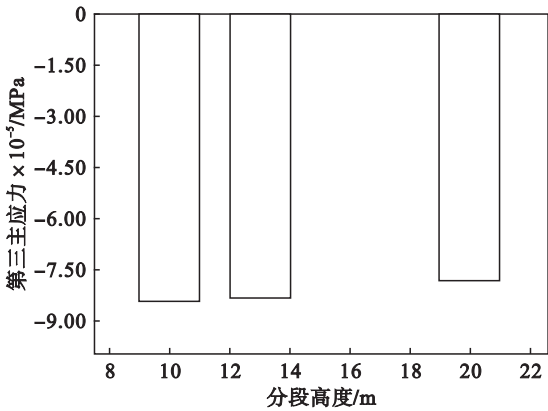


图 7 第三主应力
Fig. 7 The third principal stress

的急倾斜薄矿脉破碎矿体崩落法开采工艺能够有效控制采场围岩,实现该类矿体的安全、高效开采,为类似矿体开采提供了新思路.

参考文献：

[1] Dominy S C,Platten I M. Continuity risk in narrow reef gold deposits;implications for evaluation and exploitation[C]// Proceedings of the Narrow Vein Mining Conference. [S. l.] : The AusIMM,2008 ;31 - 49.

[2] 王志方. 矿岩欠稳的急倾斜薄矿脉采矿方法与工艺的改进[J]. 中国矿山工程,1995(5) : 1 - 7.
(Wang Zhi-fang. Improvement of mining method and process of steeply inclined thin veins with unstable rock[J]. *China Mine Engineering*,1995(5) : 1 - 7.)

[3] 陈永生,付长怀,张腾. 分段凿岩阶段矿房法在急倾斜薄矿脉中的应用[J]. 沈阳黄金学院学报, 1996, 15 (2) : 191 - 195.
(Chen Yong-sheng,Fu Chang-huai,Zhang Teng. Application of sublevel stoping mining method in steeply inclined thin vein[J]. *Journal of Shenyang Institute of Gold Technology*, 1996,15(2) :191 - 195.)

[4] Rupprecht S M. Long hole drilling in narrow vein mining [M]//Mine Planning and Equipment Selection. London;

Taylor & Francis Group,2004 ;297 - 302.

[5] Robenton B E,Vehkala J T,Kerr S S. Alimak narrow vein mining at the Dome Mine[J]. *CIM Bulletin*,1990 ,83(938) : 63 - 66.

[6] 任凤玉,李楠,常帅,等. 眼前山铁矿主采区露天转地下诱导冒落法开采方案研究[J]. 金属矿山,2010(2) :42 - 45.
(Ren Feng-yu, Li Nan, Chang Shuai, et al. Study on the induced caving method in transferring from open-pit to underground mining in main mining area of Yanqianshan Iron Mine[J]. *Metal Mine*,2010(2) :42 - 45.)

[7] 林韵梅. 地压讲座[M]. 北京: 冶金工业出版社,1981 : 2 - 16.
(Lin Yun-mei. Ground pressure lecture [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press,1981 ;2 - 16.)

[8] Brunton I D. The impact of blasting on sublevel caving material flow behavior and recovery [D]. Brisbane: University of Queensland,2009.

[9] 蔡美峰,何满朝,刘东燕. 岩石力学与工程[M]. 北京: 科学出版社,2002.
(Cai Mei-feng, He Man-chao, Liu Dong-yan. Rock mechanics rock engineering [M]. Beijing: Science Press,2002.)

[10] Stewart P C. Minimizing dilution in narrow-vein mines[D]. Brisbane:University of Queensland,2005.

(上接第 277 页)

[6] Vyazmensky A,Stead D,Elmo D, et al. Numerical analysis of block caving-induced instability in large open-pit slopes;a finite element/discrete element approach[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*,2010,43(1) :21 - 39.

[7] Woo K S,Eberhardt E,Rabus B, et al. Integration of field characterisation,mine production and InSAR monitoring data to constrain and calibrate 3-D numerical modelling of block caving-induced subsidence[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2012 ,53 :166 - 178.

[8] Xu N X,Zhang J Y,Tian H,et al. Discrete element modeling of strata and surface movement induced by mining under

open-pit final slope [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*,2016,88 ;61 - 76.

[9] Goodman R E,Kieffer D S. Behavior of rock in slopes[J]. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*, 2000 ,126(8) :675 - 684.

[10] 李海英,任凤玉,严国富,等. 露天转地下过渡期岩移危害控制方法[J]. 东北大学学报(自然科学版),2015,36(3) : 419 - 422.
(Li Hai-ying, Ren Feng-yu, Yan Guo-fu, et al. Control method of rock caving hazard during transition from open pit to underground mining [J]. *Journal of Northeastern University(Natural Science)*,2015,36(3) :419 - 422.)