

# 无贫化放矿在金刚石矿山中的应用

张海峰<sup>1\*</sup>, 池秀文<sup>2</sup>

(1. 中国科学院武汉岩土力学研究所, 湖北 武汉 430070; 2. 武汉理工大学资源与环境工程学院, 湖北 武汉 430071)

**摘要:**在无底柱分段崩落法中, 现行截止品位放矿没有考虑矿岩移动空间的连续性, 不利于矿产资源的合理开发与利用. 以某金刚石矿为研究背景, 采用颗粒流法建立数值模型, 对无贫化放矿和现行截止品位放矿2种放矿方式进行对比. 试验结果表明: 无贫化放矿在保持矿石总回收率基本不变的情况下, 可大幅降低废石混入率, 放矿效果最好; 对于处于开采初期的矿山, 在多个分段矿岩移动空间完备的情况下, 采用无贫化放矿方式最为合理.

**关键词:**无贫化放矿; 现行截止品位放矿; 回收率; 颗粒流法

**中图分类号:**TD801      **文献标志码:**A      **文章编号:**1672-9102(2018)03-0032-05

## Application of Non-dilution Ore-drawing Method in a Diamond Mine

Zhang Haifeng<sup>1</sup>, Chi Xiuwen<sup>2</sup>

(1. Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan 430070, China;

2. School of Mineral Resources and Environmental Engineering, Wuhan University of Technology, Wuhan 430071, China)

**Abstract:** In the non-pillar sublevel caving method, the current cut-off grade ore-drawing method does not consider the continuity of the ore-rock movement space, which is unfavorable to the rational exploitation and utilization of mineral resources. In this paper, taking a diamond mine as the research background, the particle flow code PFC is utilized to establish a numerical model to compare the advantages and drawbacks of the two types of ore-drawing methods, i.e. non-dilution ore-drawing, and current cut-off grade ore-drawing. The test results show that, under the conditions of keeping the total recovery rate of the ores unchanged, non-dilution ore-drawing can greatly reduce the mixing rate of the waste rocks, showing the best ore-drawing effect. For the mine at the initial stage of mining, it is most reasonable to adopt the non-dilution ore-drawing method in case of the complete movement space of the ores in several sublevels.

**Keywords:** non-dilution ore-drawing; current cut-off grade ore-drawing; ore recovery rate; particle flow method

无底柱分段崩落法产生于20世纪50年代, 是目前国内外地下金属矿山普遍采用的一种采矿方法, 具有结构简单、生产效率高、机械化程度高、安全性好、成本低等优点, 同时也具有矿石回收率低、贫化严重等缺点. 为解决这一问题, 从降低矿石贫损、提高经济效益角度出发, 国内外诸多学者从放矿理论和方式、采矿工艺、地压管理等方面对无底柱分段崩落法进行了大量的研究, 获得了许多理论和实验成果, 从而指导了该方法的工程应用, 取得了良好的效果<sup>[1-4]</sup>.

放矿方式指的是矿山采用何种截止品位来停止放出矿石, 以获得经济效益的最大化. 无底柱分段崩落法以步距为单位进行放矿, 每个步距都要放到当次放出矿石达到所规定的最低极限品位时才停止放出. 目前, 截止品位根据每个步距当次放出矿石在经济上收支平衡的原则确定, 也就是按步距放矿的经济效益最大化原则确定, 根据这个原则确定的截止品位称为“现行截止品位”, 以该品位作为截止放矿条件来控制

收稿日期: 2018-05-22

\* 通信作者, E-mail: hfzhang1984@foxmail.com

放矿,称为“现行截止品位放矿”<sup>[5]</sup>。该方式从单进路角度进行放矿研究,将此视为最后一次回收,认为矿石贫化与损失是此起彼伏的关系,减小损失就要增加贫化。该技术思路在此特定条件下是没有错误的,但是它没有考虑崩落矿岩移动空间连续性的特点,即采场的上下分段、相邻进路与步距之间存在着空间上的联系,上分段残留的矿石有机会在下分段回收,前一步距残留的矿石可在后一步距中进行回收。因此,矿岩移动空间条件是影响矿石损失贫化的重要因素,尤其是对岩石的混入将产生很大的影响。

在大量的试验与理论分析的基础上,刘兴国教授提出了无贫化放矿方式,该方式在放矿过程中避免废石混入,即当矿岩接触面正常到达出矿口且放出口出现覆岩时便停止放矿,以此保持矿岩接触面的完整性,每个分段、进路和步距均如此操作<sup>[6,7]</sup>。理论上讲,这是一种没有岩石混入的理想放矿方式,可显著改善端部放矿废石大量混入的问题。

目前,针对无底柱分段崩落法端部放矿的研究主要有室内相似材料试验、矿山现场试验和数值模拟试验。前2种方法耗时费力,可重复性差;数值模拟方法易于操作,得到了较为广泛的应用。此外,由于无底柱分段崩落法主要应用于金属矿山,因此关于端部放矿的研究多见于金属矿山,如梅山铁矿<sup>[8]</sup>、程潮铁矿<sup>[9]</sup>、金山店铁矿<sup>[10]</sup>等,非金属矿山(如金刚石矿)中关于端部放矿的研究鲜见报道。

本文以我国某金刚石矿为研究背景,该矿钻石多为工业用途,商业价值不高,因此设计采用无底柱分段崩落法进行回采,增加生产效率,提高产量。为了更多地回收矿石、减少废石混入、降低生产成本,采用颗粒流法对该矿山无底柱分段崩落法端部放矿进行模拟,对比分析无贫化放矿和现行截止品位放矿2种放矿方式,确定合理的放矿方式。

## 1 工程概况

该金刚石矿由太古界变质片麻岩组成,地层南西倾向,倾角 $50^{\circ}\sim 70^{\circ}$ ,岩性在矿区内由北向南依次为:(1)黑云母斜长片麻岩夹斜长角闪岩,厚约400 m;(2)角闪斜长片麻岩,厚150~200 m;(3)黑云母斜长片麻岩和角闪斜长片麻岩,厚约400 m。3层无明显分界,含矿金伯利岩岩管侵入1,2层之间,偏于角闪斜长片麻岩中。矿区断裂构造发育,地形平缓,属中低山,矿区海拔标高约+260 m。

该矿采用露天方法开采上部矿体,开采深度为100 m,采用汽车运输方案,当露天坑采至+160 m水平时,由于采坑底面积的限制,无法准备出新的开采水平,上部露天开采结束,再向下延伸已很困难,因此,需要进行露天转地下开采工作,以保证矿山的正常运转与不停产过渡。综合考虑该矿矿床赋存环境、矿床地质、矿区水文地质、工程地质条件等因素,设计采用无底柱分段崩落法、双斜井侧翼对角式开拓方案开采地下+160~-40 m矿体,阶段高度50 m,分段高度10 m,进路间距11 m,放矿步距4 m。

## 2 端部放矿模型与试验方案

### 2.1 放矿模型

在采用无底柱分段崩落采矿法的矿山中,按菱形方式布置上下分段的回采进路可使得废石较晚出现,纯矿石回收率大,贫化小,放矿效果好。诸多学者<sup>[11-14]</sup>研究表明,前3个分段的回收指标差异较大,自第4分段开始,矿石回收指标将趋于一致。因此,为了简化计算,本文只研究前3分段的矿岩移动规律,第一分段设计3条进路、第二分段2条进路、第三分段1条进路,第一分段为首分层,其上部矿岩接触面呈水平形状。由于该模型左右对称,因此只取左侧一半进行研究,在颗粒流方法中,设置中间对称轴的摩擦系数为0,可以实现对称模拟的目的。回采进路按菱形布置、垂直进路方向的计算模型如图1所示。

在二维颗粒流方法中,模型的基本单元有墙体和圆形颗粒2种。墙体用以限制颗粒运动和施加运动速度,分为一般墙和标准墙2种。圆形颗粒是离散元中模拟物体内部微观结构的基本单元,也可通过粘结之后作为边界对颗粒施加荷载,颗粒的主要属性有半径、密度、法向刚度、切向刚度、法向与切向刚度比、摩擦系数、法向和切向接触粘结强度等微观参数。本文的计算模型微观力学参数见表1。在

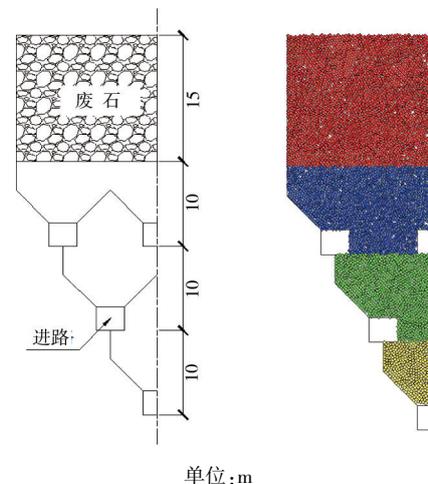


图1 垂直进路方向模型

计算模型中,回采进路宽 3.3 m,高 2.8 m,其它计算模型的几何参数见图 1.

表 1 计算模型微观力学参数

介质	密度/(kg/m <sup>3</sup> )	颗粒半径/m	法向刚度/(N/m)	切向刚度/(N/m)	刚度比	接触粘结强度/Pa
矿石	2 538	0.15	1×10 <sup>9</sup>	1×10 <sup>9</sup>	1	0
废石	2 880					

## 2.2 试验方案

在分段高度一定的前提下,试验方案中的截止品位选取现行截止品位至无贫化放矿的截止品位这一区间之内的任一品位值都是可以的,因为截止品位只和矿石残留体有关系,不同的截止品位所留下的矿石残留体形态大小不同,从脊部残留体形态可以看出,不同的截止品位得出的最佳进路间距是一样的.

本文拟根据无贫化放矿理论,对无贫化放矿方式和现行截止品位放矿方式进行比较,分析各自优劣.截止品位试验方案见表 2.

表 2 截止品位试验方案

放矿方式	截止品位/(ct/t)	分段高度/m	进路间距/m	放矿步距/m
现行截止品位	0.205	10	11	4
无贫化放矿	0.920			

## 3 截止放矿条件

端部出矿口处矿石堆中的矿石与岩石比值可以按质量比与体积比 2 种方法计算.按质量比计算时,由于废石与矿石密度不同,矿石堆质量随着混入废石量的变化而变化,计算较为复杂<sup>[4]</sup>,因此,本文按矿岩体积比计算放矿截止条件.将该矿的截止品位换算成当次放出矿岩量的体积比,若出矿口的当次矿石放出体中的矿岩比值不大于该值时停止放矿.

该矿山的已知条件如下:截止放矿品位  $C_j = 0.205$  ct/t;矿石的平均品位  $C_k = 466.77$  mg/m<sup>3</sup>;由于围岩中金刚石的含量极低,为了计算的便利,本文中不计入围岩含矿量,即围岩品位  $C_y = 0$  mg/m<sup>3</sup>;矿石密度  $\gamma_k = 2 538$  kg/m<sup>3</sup>;围岩密度  $\gamma_y = 2 880$  kg/m<sup>3</sup>.

当截止放矿时,矿石与岩石的质量比值可表示为

$$W_k = \frac{C_j - C_y}{C_k - C_y} \quad (1)$$

根据式(1)可知,当放出 1 t 矿岩时,矿石质量为  $W_k \approx 0.222 8$  t,岩石质量为  $W_y \approx 0.777 2$  t.

截止放矿时,放出 1 t 矿岩中的矿石与岩石体积分别为

$$V_k = \frac{W_k}{\gamma_k}; \quad (2)$$

$$V_y = \frac{W_y}{\gamma_y}. \quad (3)$$

式中: $V_k$  和  $V_y$  分别为矿石和围岩的体积,m<sup>3</sup>; $\gamma_k$  为矿石密度.

由式(2)和式(3)计算可得: $V_k \approx 0.087 8$  m<sup>3</sup>,  $V_y \approx 0.269 9$  m<sup>3</sup>,由此可分别得出矿岩堆中矿石和岩石的体积比值:

$$\frac{V_k}{V_k + V_y} = \frac{0.0878}{0.0878 + 0.2699} \approx 25\%;$$

$$\frac{V_y}{V_k + V_y} = \frac{0.2699}{0.0878 + 0.2699} \approx 75\%.$$

因此,矿石与岩石体积比为 25% : 75%,即 1 : 3.

本文采用截止品位  $C_j = 0.205$  ct/t 控制放矿,经过上述计算换算为矿岩堆中的矿石与岩石体积比值 1 : 3.在端部放矿过程中,矿石贫化随放出量的增加而增大,在混入大量岩石之后,若当次放出矿岩体中的矿石与岩石体积比等于 1 : 3 时停止放矿.

### 4 试验结果与分析

根据试验方案和结构参数 10 m×11 m 的二维计算模型,从矿石回收指标角度出发,对采用无贫化放矿方式和现行截止品位放矿方式进行比较.现行截止品位放矿和无贫化放矿的矿石回收指标见表 3 和表 4.

表 3 现行截止品位放矿方式的矿石回收指标

分段	矿石量/个	回收矿石量/个	纯矿石回收量/个	混入废石量/个	纯矿石回收率/%	总回收率/%	贫化率/%
1	1 079	860	588	186	54.49	79.70	17.78
2	1 126	1 147	851	152	75.58	101.87	11.70
3	563	517	392	67	69.63	91.83	11.47
总计	2 768	2 524	1 831	405	66.15	91.18	13.83

表 4 无贫化放矿方式的矿石回收指标

分段	矿石量/个	回收矿石量/个	纯矿石回收量/个	混入废石量/个	纯矿石回收率/%	总回收率/%	贫化率/%
1	1 079	588	588	15	54.49	54.49	2.49
2	1 126	1 185	1 088	28	96.63	105.24	2.31
3	563	562	430	27	76.38	99.82	4.58
总计	2 768	2 335	1 821	70	76.08	84.36	2.91

根据 2 种放矿方式的矿石回收指标(表 3 和表 4),可绘制前 3 分段与矿石回收率、纯矿石回收率和贫化率关系图,如图 2~图 4 所示.

由图 2 可知,当第一分段回采时,无贫化方式矿石回收率与现行截止品位放矿相差较大,前者最低,为 54.49%,这是由于无贫化放矿时出现废石即停止放矿的要求造成的,但相应的相邻进路间的脊部残留矿石体最大.现行截止品位放矿为了单个步距最大化的回收矿石,允许矿岩接触面产生破裂,在混入大量废石至  $C_j$  时才停止放矿.第 2 分段回采时,由于无贫化放矿方式矿岩接触面的完整性,以及由于上分段相邻进路脊部残留了大量的矿石,总矿量比现行截止品位放矿大,放矿层高度增加,与之对应的矿石放出体也相应增大,因此使得该分段的矿石回收率高于现行截止品位放矿.第 3 分段的回收率有所下降,但无贫化放矿效果仍好于现行截止品位放矿.

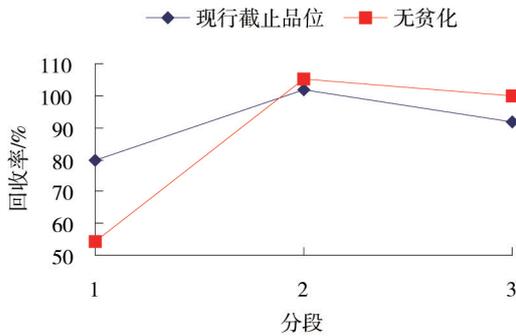


图 2 分段与矿石回收率关系

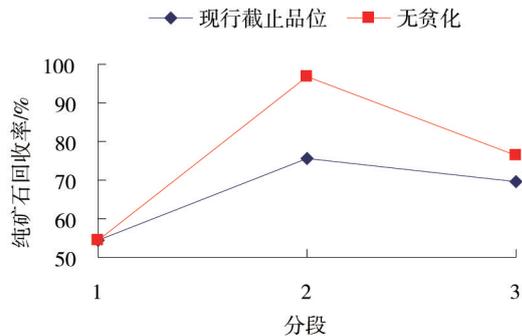


图 3 分段与纯矿石回收率关系

由图 3 可以看出,第 1 分段回采时,2 种放矿方式的纯矿石回收率一致,均为 54.49%.但当第 2 分段回采时,无贫化放矿的纯矿石回收率显著高于现行截止品位方式,约高 21%,这主要是由于无贫化方式要求保持矿岩接触面的完整性造成的,使得矿石放出体与矿石堆体在形态上得以最大程度地匹配,放矿层高,即纯矿石放出体最大,所以纯矿石回收效果最好.第 3 分段回采时,二者的差距略有缩小,但无贫化方式的纯矿石回收率仍高于现行截止品位放矿.

由图 4 可知,现行截止品位放矿的贫化率由 17.78%降

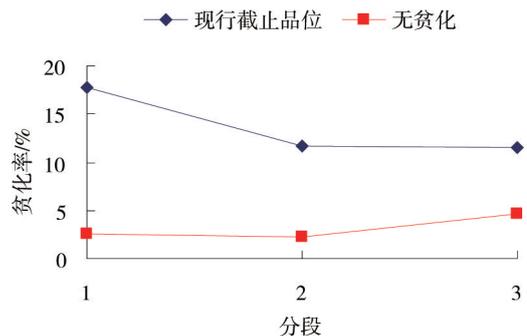


图 4 分段与贫化率关系

至 11.70% 后趋于稳定,而无贫化放矿的贫化率在前 3 个分段均保持在 5% 以内,与前者相比,下降较为明显.原因和前面所述基本一致.虽然无贫化放矿时每个分段的矿石损失较大,但是从整个阶段回收空间的连续性考虑,在保持矿岩界面完整的前提下,上分段损失的矿石可在下分段以纯矿石的形式回收,可显著的改善矿山的经济效益.

端部放矿结果(表 3 和表 4)表明,虽然现行截止品位放矿时总回收率(91.18%)比无贫化放矿时(84.36%)高 6.82%,但是前者的纯矿石回收率(66.15%)比后者(76.08%)低约 10%,前者总贫化率(13.83%)比后者(2.91%)高约 11%.现行截止品位放矿回贫差为 77.36%,无贫化放矿为 81.45%,回贫差越大,放矿效果越好.因此,无贫化的放矿效果与现在普遍采用的低截止品位放矿方式相比具有很大的优点.随着矿山不断地向下回采,无贫化方式的矿石总回收率也将接近现行截止品位放矿,而矿石贫化可以得到大幅降低.因此,无贫化放矿在采用无底柱分段崩落法开采的矿山应得到广泛的推广与应用.

图 5 为采用无贫化放矿时各分段放矿終了图.可以看出,采用无贫化方式放矿时,其端部残留体较大,且矿岩接触面极为完整,进路高度以下部分没有或者只有极少的废石混入,因此,相邻进路间的端部残留彼此相连,其在空间上也与脊部残留体相连,正好位于下部放矿口之上,具有良好的回收条件,能够在下分段以纯矿石的形式得以回收.所以,虽然无贫化放矿的端部残留最大,但在上下分段矿岩移动空间条件好的情况下,不能认为端部残留越多损失越大.

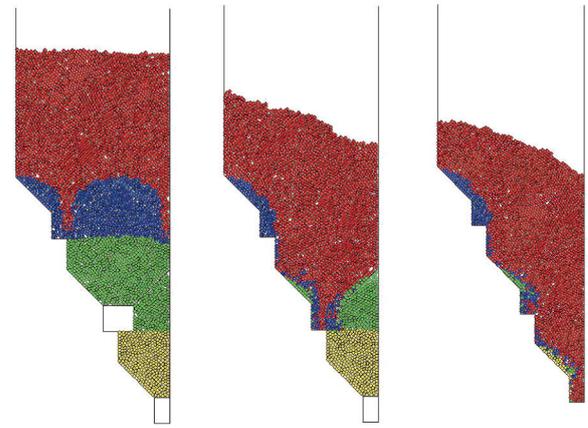


图 5 采用无贫化放矿时的各分段放矿終了图

## 5 结论

1) 无贫化放矿方式在保持矿石总回收率基本不变的情况下,可大幅降低废石的混入率,显著提高放矿效果.

2) 推荐该金刚石矿山采用无贫化放矿方式,保持矿岩接触面的完整性,减少废石混入,经模拟计算,截止品位定为 0.92 ct/t.

3) 对于处于开采初期的矿山,在多个分段矿岩移动空间完备的情况下,采用无贫化放矿方式最为合理.

## 参考文献:

- [1] 孙光华,吕广忠.我国无底柱分段崩落法的发展方向[J].河北理工学院学报,2007,29(2):4-6.
- [2] 熊国华,赵怀遥.无底柱分段崩落采矿法[M].北京:冶金工业出版社,1988.
- [3] 金闯,董振民,范庆霞.梅山铁矿大间距结构参数研究与应用[J].金属矿山,2002(2):7-9.
- [4] 张国联,邱景平.软破矿岩大参数无底柱开采的理论与实践[M].北京:科学出版社,2007.
- [5] 刘志娜,梅林芳,宋卫东.基于 PFC 数值模拟的无底柱采场结构参数优化研究[J].矿业研究与开发,2008,28(1):3-5.
- [6] 刘兴国.放矿理论基础[M].北京:冶金工业出版社,1995.
- [7] 刘兴国,张志贵.无底柱分段崩落法不贫化放矿理论基础[J].金属矿山,1995(10):5-9.
- [8] 安龙,徐帅,李元辉,等.基于多方法联合的崩落法崩矿步距优化[J].岩石力学与工程学报,2013,32(4):754-759.
- [9] 李彬,许梦国,曹华斌,等.无底柱分段崩落法放矿步距优化数值模拟[J].矿业研究与开发,2012,32(2):5-7.
- [10] 程爱平,许梦国,刘艳章,等.金山店铁矿低贫化放矿试验研究[J].金属矿山,2010(7):23-25.
- [11] 刘兴国,张志贵.无底柱分段崩落法放矿参数与矿石回收指标的关系[J].金属矿山,1993(9):24-28.
- [12] 张国建,郭连军.矿石崩落体形态与放矿效果的关系研究[J].中国矿业,2001,10(5):31-33.
- [13] 唐玉柱.矿石残留体对无底柱分段崩落法放矿效果的影响[J].有色矿冶,2001,17(5):1-4.
- [14] 王昌汉.放矿学[M].北京:冶金工业出版社,1982.