基于散体流动试验的无底柱分段崩落法采场结构参数优化研究*

王少林[1,2,3],黄敏[1,2,3]

(1.低品位难处理黄金资源综合利用国家重点实验室, 福建 上杭县 364204;
2.紫金矿业集团股份有限公司, 福建 厦门市 361016;
3.紫金(长沙)工程技术有限公司, 湖南 长沙 410017)

摘要:针对克兹尔-塔什特克铜铅锌多金属矿无底柱分段崩落法开采的矿石贫化率和损失率较高的问题,通过散体流动参数试验测定了目标矿段矿岩散体的流动特性参数,基于放矿椭球体理论计算得出进路间距和放矿步距。通过室内放矿模拟试验和现场工业试验,采用控制变量法分别对进路间距和放矿步距进行了研究,以矿石回贫差为评价指标对采场参数进行了优选,确定出了最优进路间距和放矿步距。结果表明:进路间距和放矿步距分别为18 m和3 m时,放矿崩落体和放矿椭球体高度吻合,矿石贫化率和损失率分别降至约12%和15%,有效解决了矿石损失率和贫化率较高的问题。

关键词:无底柱分段崩落法;散体流动试验;放矿模拟试验;放矿椭球体;采场结构参数;回贫差

中图分类号:TD853.36+2 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2025)08-0008-06

Optimization of Stope Structure Parameters of Non-Pillar Sublevel Caving Method Based on Loose Flow Test

WANG Shaolin[1,2,3], *HUANG Min*[1,2,3]

(1.State Key Laboratory of Comprehensive Utilization of Low-Grade Refractory Gold Ores, Shanghang County, Fujian 364204, China;
2.Zijin Mining Group Co., Ltd., Xiamen, Fujian 361016, China;
3.Zijin (Changsha) Engineering Technology Co., Ltd., Changsha, Hunan 410017, China)

Abstract: In order to solve the problem of high ore dilution rate and loss rate in the non-pillar sublevel caving method mining of Kizil-Tashtek copper-lead-zinc polymetallic mine, the flow characteristic parameters of ore-rock loose in the target ore section were measured by loose flow parameter test. Based on the ore drawing ellipsoid theory, the drift interval and ore drawing step distance were calculated. Through indoor ore drawing simulation test and on-site industrial test, the control variable method was used to study the drift interval and ore drawing step distance respectively. The stope parameters were optimized with the ore recovery difference as the evaluation index, and the optimal drift interval and ore drawing step distance were determined. The results show that when the drift interval and ore drawing step distance are 18 m and 3 m respectively, the ore drawing caving body and the ore drawing ellipsoid body are highly consistent, and the ore dilution rate and loss rate are reduced to about 12% and 15% respectively, which effectively solves the problem of high ore loss rate and dilution rate.

Key words: Non-pillar sublevel caving method, Loose flow test, Ore drawing simulation test, Ore drawing ellipsoid body, Stope structure parameter, Ore recovery difference

0 引言

众所周知,无底柱分段崩落法采场结构参数优化的主要目的是降低矿石贫化率,提高矿石回采率。随着矿山采掘设备的机械化程度越来越高,生产效率不断提升,采矿工艺也随之不断改进。无底柱分段崩落法具有生产效率高、采矿工艺相对简单和采矿成本较低等诸多优点,因而在矿山得到了广泛应用[1-3]。无底柱分段崩落法实行覆岩下放矿,在开采过程中,采场上覆岩石极易混入被开采的矿石中,因此矿石损失和贫化率较大[4-5]。研究表明,优化采场结构参数(分段高度、进路间距和崩落步距)是解决

* **收稿日期**:2024-08-06
作者简介:王少林(1982—),男,江西萍乡人,硕士,高级工程师,主要从事金属矿山开采技术研究。E-mail:16591649@qq.com

无底柱崩落法损失贫化率大的有效途径[6-8]。

有关学者对采场结构参数优化进行了大量的研究,所采用的方法主要包括工程类比、数值模拟、物理试验以及现场试验等,如孙国文等[9]通过放矿试验对采场结构参数进行优化并用于生产,较好地解决了矿石贫化率高的问题。章林等[10]利用 PFC3D 数值模拟软件和室内放矿模拟试验,设计了多种进路间距和放矿步距组合的方案,通过比较各采矿方案的矿石贫化率,确定了最优的采场结构参数。周宝坤等[11]利用放矿模拟试验,对矿石混入规律进行了分析,为采场结构参数优化提供了新的研究思路。张杰等[12]基于 Bergmark-Roos 方程放矿理论和 PFC2D 数值模拟的方法,优化了急倾斜中厚矿体无底柱分段崩落法开采的采场结构参数,改善了放矿效果。杨彧等[13]通过建立多分段相似物理试验模型和离散元数值模拟的方法,探究了无底柱分段崩落法回采顺序对放矿效果的影响,结果表明,采用单回采进路或双回采进路出矿方式能够有效增加出矿量。刘秀良等[14]为研究压实度对无底柱分段崩落法放矿效果的影响,采用单分段、单进路物理放矿模型,对不同压实度所产生的放矿效果进行了研究。龙卫国等[15]通过理论分析和物理放矿模拟试验,验证了“下盘切岩退采+辅助进路回采下盘残留矿石”技术方案的矿石回采效果。

目前,对于无底柱分段崩落法采场结构参数优化研究,较少涉及到形态变化较大的矿体,研究方法多为物理模拟或数值模拟与现场试验相结合的方式,且物理模拟多采用固定尺寸和参数的试验模型。针对形态变化大的倾斜矿体采场结构参数不合理而导致的回采指标差的问题,采用理论计算、现场工业试验和室内物理模型试验等方法优化采场结构参数,可改善矿石回采效果。

1 矿山概况

克兹尔-塔什特克铜铅锌多金属矿体赋存于规模巨大的矿化蚀变带中,主矿体属于中厚矿体,矿体倾角和形态变化较大。1#、2#主矿体为透镜状,沿走向矿体中部厚大,两端呈脉状。矿体走向近东西,倾角为 30°~80°,走向长 900 m。其余小矿体厚 2~15 m,倾角由倾斜变化到急倾斜。围岩以绿泥石英片岩、凝灰岩、玄武岩为主,矿体上盘围岩以凝灰岩为主,下盘直接围岩多为绿泥石片岩,局部夹层有绿泥石片岩。由于矿体形态变化大,矿岩软破、稳定性差,采矿生产存在多个技术难题:采场生产能力低,采矿损失贫化率高,作业安全性差;矿体倾角变缓时,泥质软岩移动范围急剧增大,巷道容易冒顶,巷道支护成本高、难度大。

为改善克兹尔-塔什特克铜铅锌多金属矿开采过程中矿石贫化率和损失率高的问题,基于散体流动试验和放矿椭球体理论,初步确定采场结构参数,然后通过放矿相似模拟试验和现场工业试验,优选出最优采场结构参数。

2 散体流动参数的测定

2.1 试验材料制备

研究人员从目标矿段取回矿石并破碎成合理级配的散体颗粒,按照 1∶100 的相似比分析得出颗粒的粒径分布(见表 1),并以此为依据制作出放矿试验的散体。

本试验的原理是通过标志性颗粒的位置来推演放出体的形态。标志颗粒采用手摇喷漆将红色等颜料均匀喷于散体颗粒表面,然后进行标记编号,最后在定位尺的协助下放置于预先设定的位置。

表 1 散体的粒径分布

Table 1 Particle size distribution of loose body

粒径 d/cm	占比/%
$d\leqslant 0.2$	22.0
$0.2<d\leqslant 0.3$	17.1
$0.3<d\leqslant 0.4$	18.3
$0.4<d\leqslant 0.5$	13.2
$0.5<d\leqslant 0.6$	16.7
$0.6<d\leqslant 0.7$	8.5
$0.7<d\leqslant 0.8$	4.2

2.2 试验模型与过程

试验模型内部尺寸为 45 cm×45 cm×100 cm(长×宽×高)。在模型内部的放矿口正上方,每隔 5 cm 设置一条刻度线,用来确定标志颗粒放置层面的高度。放矿口位于模型边壁下部的中央,根据相似比计算得出漏口宽度约为 4.5 cm。放矿试验模型如图 1 所示。

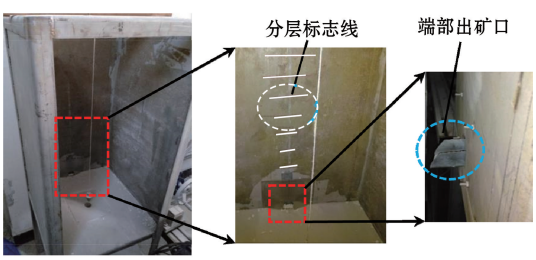


图 1 放矿试验模型

Fig.1 Model for ore drawing test

试验过程可概括为以下三步：

(1) 当散体颗粒堆积到图 1 中各层水平线时，利用定位盘上的定位小孔，按序号将标志颗粒放置在指定层面、排位和点位处，定位盘如图 2 所示，图中 0°,45°,90°,135°和 180°等代表某一层面标志颗粒纵剖面角，用 δ 表示；

(2) 用小铲从放矿口匀速耙出散体颗粒，用来模拟出矿，当标志颗粒漏出放矿口时，记录标志颗粒所处位置并称量当次放出量；

(3) 依据标志颗粒的位置及达孔量值 Q，推断所放出散体在原散体堆中占据的空间位置，将这些点用光滑曲线连接起来，得出放出体的纵剖面形态图[16-19]。

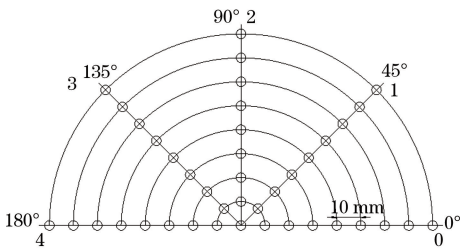


图 2 标志颗粒定位盘示意

Fig.2 Positioning board for index particles

2.3 试验结果分析

根据随机介质放矿理论[16]，端部出矿受到多重因素的影响(有效流动尺寸、端壁面、进路方向与垂直进路方向的散体流动参数值不等)，散体堆内任一位置(x,y,z)处放矿颗粒点的达孔量计算式为：

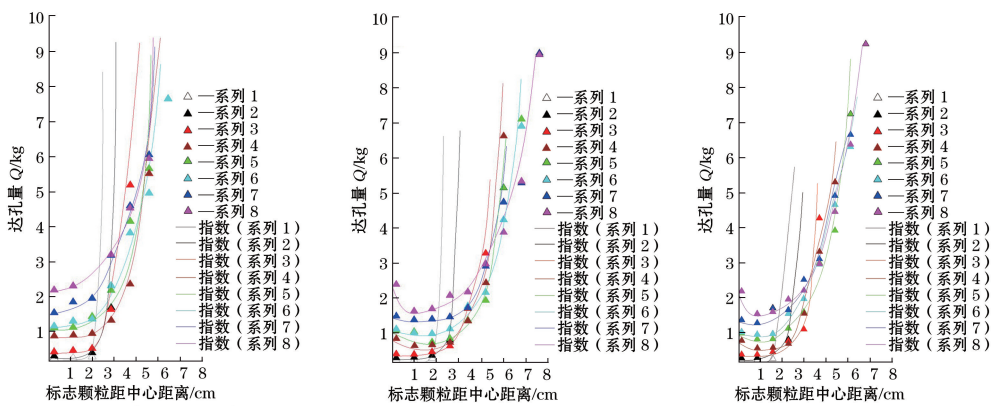
$$Q=\frac{A\pi\sqrt{\beta\beta_1}}{\omega+1}z^{\omega+1}\exp\{\frac{(x-Kz^{\alpha/2})^2}{\beta z^{\alpha}}+\frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}}\} \tag{1}$$

式中：α、β 为沿进路方向散体流动参数；α_1、β_1 为垂直进路方向散体流动参数；$\omega=(\alpha+\alpha_1)/2$；$z$ 为颗粒高度方向坐标值；A 为端壁切余系数，$A=\frac{1}{2}+\frac{1}{\sqrt{\pi}}\int_0^{\frac{K}{\sqrt{\beta}}}e^{-t^2}dt$；$K$ 为壁面影响系数，依据壁面对散体的阻尼程度，取值范围为 0.1 ～ 0.15。

根据达孔量曲线(见图 3)，可推导出此时的放出体曲面方程为：

$$\frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}}+\frac{(x-Kz^{\alpha/2})^2}{\beta\cdot z^{\alpha}}=(\omega+1)\ln(z_H/z) \tag{2}$$

式中，z_H 为放出高度。



(a) $\delta=0°$ 剖面达孔量曲线　(b) $\delta=90°$ 剖面达孔量曲线　(c) $\delta=135°$ 剖面达孔量曲线

δ—某一层面标志颗粒纵剖面角

图 3 达孔量曲线

Fig.3 Curves of hole quantity

用式(2)对图 3 放出体的计算结果进行回归拟合，可以确定关于端部放矿的重要参数：$\alpha=1.536$，$\beta=0.146\ 5$，$K=0.093\ 7$，$\alpha_1=1.488$，$\beta_1=0.137\ 4$。

3 采场结构参数理论计算

根据放矿椭球体理论，椭球体偏心率可使用公式(3)[20]表达：

$$1-\varepsilon^2=Kz_H^{(-n)} \tag{3}$$

式中，K、n 的值由试验得到，$0<n<2$，偏心率为常值时，$n=0$。

通过上述达孔量试验曲线，可计算出对应放出高度的放出体偏心率。

基于进路菱形布置条件下的纯矿石放出体与矿石堆体最大吻合原则[12]，矿石堆的高度应为分段高度的 2 倍(如图 4 所示)，放出体长轴 a 即 H(分段高度取 20 m)。根据传统椭球体放矿理论和试验结

果,可得出放出体高度为 40 m 时的椭球体横轴偏心率 ε_c 和纵轴偏心率 ε_b。

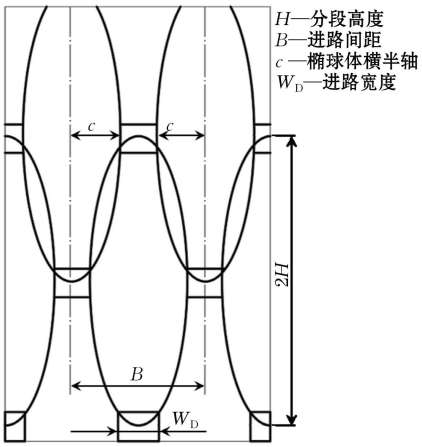


图 4 进路菱形布置示意

Fig.4 Schematic diagram of rhombus arrangement of mining route

由椭球体横半轴 c 和纵半轴 b(见图 5)与相应偏心率的关系式为:

$$c=a\sqrt{1-\varepsilon_c^2} \tag{4}$$

$$b=a\sqrt{1-\varepsilon_b^2} \tag{5}$$

计算得出,椭球体横半轴 $c=6.82$ m,纵半轴 $b=1.56$ m。

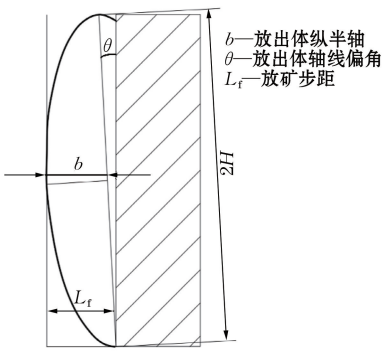


图 5 放矿步距示意

Fig.5 Schematic of the drawing step distance

在充分分析放出体几何关系的基础上,得出最大的进路间距 B 为:

$$B=2c+W_D \tag{6}$$

进路宽度 $W_D=4.5$ m,椭球体横半轴 $c=6.82$ m,由式(6)计算得到进路间距 B 为 18.14 m。

另外,基于沿进路方向的纯矿石放出体轮廓相切的条件,并依据如图 5 所示的几何关系,可得放矿步距 L_f 为:

$$L_f=b\cos\theta+a\sin\theta \tag{7}$$

式中,θ 为放出体轴线偏角,$\theta=2°$。

将 $b=1.56$ m,$a=20$ m,$\theta=2°$ 代入式(7),计算得出放矿步距 L_f 为 2.96 m。

4 室内放矿模拟试验

克兹尔-塔什特克多金属矿在生产初期已设计确定分段高度为 20 m。考虑到矿区拟采用的主要凿岩设备(BOOMER281),设计回采进路巷道的宽度 W_D 和进路高度 h_D 均为 4.5 m。根据前文计算结果可知进路间距为 18.14 m,为验证结果的准确性,基于自行设计的可调进路间距的放矿模拟试验模型,设置了 16 m,18 m 和 20 m 三种进路间距。根据三种不同进路间距条件下放矿试验得到的回采率和贫化率,优选出进路间距。

4.1 试验模型

室内放矿试验模型如图 6 所示。试验设置了 16 m,18 m 和 20 m 三种进路间距,2.8 m,3.0 m 和 3.2 m 三种放矿步距,共有两个分段,模型的几何相似比例为 1∶100。

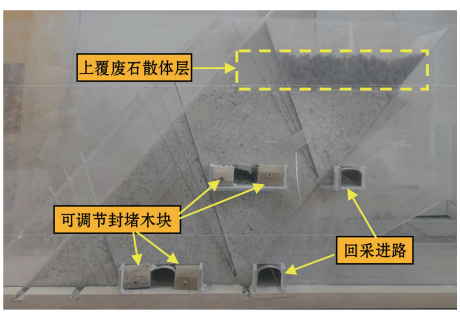


图 6 可调进路间距放矿试验模型

Fig.6 Model with adjustable drift interval for ore drawing test

相似材料散体样本来源于该矿-120 m 水平各进路的废石和崩落矿石,并破碎筛分至块度小于 6 mm,废石和矿石散体的密度分别为 1.76 g/cm^3 和 2.45 g/cm^3,散体粒径级配与散体流动参数试验一致。通过图 6 中可调节封堵木块来调整进路间距,而放矿步距则通过控制当次放出量来模拟。将每次放出矿岩散体进行称重,即可计算得出矿石回采率和贫化率。

4.2 试验结果与分析

模拟放矿试验结果见表 2。由表 2 可知,放矿步距为 3 m 时,各方案的回贫差最大。其中,当放矿步距为 3.0 m、进路间距为 18 m 时,矿石回贫差指标最大,此时的矿石回收率为 94.52%,矿石贫化率为 11.84%,回贫差为 82.68 个百分点。

表 2 放矿模拟试验结果

Table 2 The results of ore drawing simulation test

试验方案序号	分段高度/m	进路间距/m	放矿步距/m	回采率/%	贫化率/%	回贫差/百分点
1	20	16	2.8	88.62	15.36	73.26
2	20	16	3.0	90.74	12.77	77.97
3	20	16	3.2	89.16	14.91	74.25
4	20	18	2.8	92.71	12.86	79.85
5	20	18	3.0	94.52	11.84	82.68
6	20	18	3.2	93.27	13.12	80.15
7	20	20	2.8	89.64	13.46	76.18
8	20	20	3.0	92.67	12.26	80.41
9	20	20	3.2	90.36	12.94	77.91

5 现场工业试验

5.1 工业试验方案

通过对比现场工业试验的回贫差来确定最优采场结构参数是行之有效的方法[21]。为了验证理论计算和放矿模拟试验得出的进路间距和放矿步距的合理性,在克兹尔-塔什特克多金属矿-80 m 分段、-100 m 分段和-120 m 分段的采区分别进行了现场工业试验。在已确定分段高度为 20 m、进路间距为 18 m 的条件下,现场工业试验方案分为三种:在-80 m 水平分段 J16、J18 进路的放矿步距分别为 3.2 m 与 3.0 m;在-100 m 水平分段 J20、J22、J24 进路的放矿步距分别为 2.6 m、2.8 m 和 3.4 m;在-120 m 分段 J12、J24、J26 等多条进路进行补充试验。

5.2 工业试验结果

现场工业试验结果统计数据见表 3。回采率和贫化率随放矿步距的变化规律如图 7 所示。由图 7 可知,随着放矿步距的增大,矿石回采率先增大后减小,在放矿步距为 3 m 时,回采率达到最大值。而随着放矿步距的增大,矿石贫化率先减小再增大,在放矿步距为 3 m 时,贫化率达到最低。换言之,放矿步距取 3.0 m 时,回贫差最大,此时所对应的矿石回采率为 95.16%、贫化率为 12.42%。

表 3 工业试验结果

Table 3 The results of industrial test

试验方案序号	分段高度/m	进路间距/m	放矿步距/m	回采率/%	贫化率/%	回贫差/百分点
1	20	18	2.6	91.62	15.36	76.26
2	20	18	2.8	92.74	14.55	78.19
3	20	18	3.0	95.16	12.42	82.74
4	20	18	3.2	94.38	13.94	80.84
5	20	18	3.4	92.36	15.18	78.56

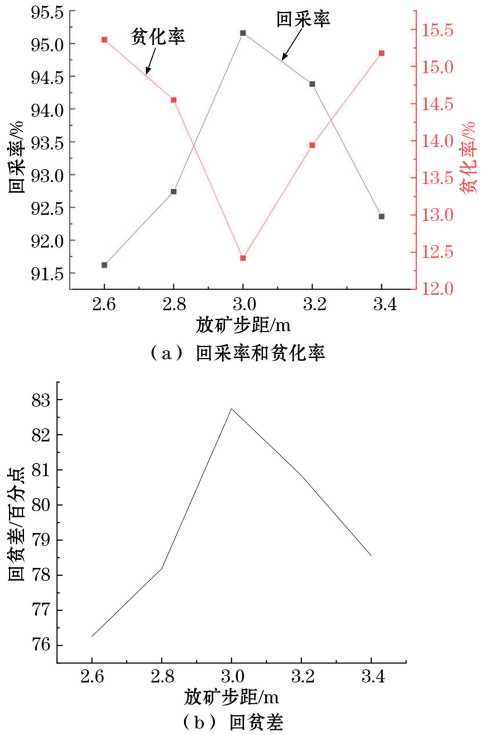


图 7 工业试验结果的分析

Fig.7 Results analysis of industrial experiment

基于现场生产情况和矿体赋存条件,通过理论计算、室内放矿模拟试验和现场工业试验,最终确定最优采场结构参数是:分段高度 20 m,进路间距 18 m,放矿步距 3.0 m。现场生产证明,最终优选的采场结构参数对矿山安全高效生产具有重要的指导意义。

6 结论

针对克兹尔-塔什特克铜铅锌多金属矿露天和地下联合开采阶段时矿石损失率和贫化率较高的问题,通过散体流动参数测定试验、室内放矿模拟试验和现场工业试验,对不同回采进路间距的矿石回采率和贫化率进行了分析,优选出了适合该矿山的最佳进路间距和放矿步距,得出的主要结论如下。

(1) 通过散体流动参数试验,测定端部放矿的散体流动参数值为:$\alpha=1.536$,$\beta=0.146\ 5$,壁面影响系数 $K=0.093\ 7$,$\alpha_1=1.488$,$\beta_1=0.137\ 4$。

(2) 根据矿床的地质条件和矿山生产现状,设计分段高度为 20 m;基于散体流动参数试验结果和非典型放矿椭球体理论,确定了进路间距为 18.14 m,放矿步距为 2.96 m。

(3) 通过室内放矿模拟试验,对三种不同回采进路间距的回采方案进行了矿石回采率和贫化率指标分析,并确定了最优进路间距为 18 m。

(4) 在分段高度为 20 m、进路间距为 18 m 的

条件下进行了现场工业试验,通过对5种不同放矿步距试验方案的回贫差进行对比分析,得出最优放矿步距为3.0 m。

参考文献(References):

[1] REN Fengyu, SOW T A M, HE Rongxing, et al. Optimization and application of blasting parameters based on the "pushing-wall" mechanism[J]. International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials,2012,19(10):879-885.

[2] BRUNTON I D, FRASER S J, HODGKINSON J H, et al. Parameters influencing full scale sublevel caving material recovery at the Ridgeway gold mine[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science,2010,47(4):647-656.

[3] LAPCEVIC Veljko, TORBICA Slavko. Numerical investigation of caved rock mass friction and fragmentation change influence on gravity flow formation in sublevel caving[J]. Minerals,2017,7(4):56.

[4] RYZHKOV Y A, ERMAKOVA I A. Selection of stope shape in sublevel caving systems[J]. Journal of Mining Science,2002,38(6):596-600.

[5] HUSTRULID William, KVAPIL Rudolf. Sublevel caving-past and future[C]//5th international Conference and Exhibition on Mass Mining. Luleå:Massmin,2008:107-132.

[6] 刘金山.石人沟铁矿无底柱分段崩落法工艺参数的研究[D].唐山:河北理工大学,2009.
LIU Jinshan. Technological parameters research of non-pillar sublevel caving in Shirengou Iron Mine[D]. Tangshan:Hebei Polytechnic University,2009.

[7] 张国联,邱景平,宋守志.无底柱分段崩落法最佳结构参数的确定方法[J]. 中国矿业,2003(12):51-53.
ZHANG Guolian, QIU Jingping, SONG Shouzhi. The method to determining optimal structure parameter of nom-pillar sublevel caving[J]. Chinese Mining Magazine,2003(12):51-53.

[8] 陈诗墨.大结构参数无底柱分段崩落法放矿方式与结构参数研究[D].绵阳:西南科技大学,2016.
CHEN Shimo. Study on theore drawing method and structure parameters in the condition of enlarged-structure parameters of pillarless sublevel caving[D]. Mianyang: Southwest University of Science and Technology,2016.

[9] 孙国文,汪龙.松湖铁矿无底柱分段崩落法采场结构参数优化[J].矿业研究与开发,2019,39(7):19-23.
SUN Guowen, WANG Long. Parameter optimization on the stope structure of non-pillar sublevel caving method in Songhu iron mine[J]. Mining Research and Development,2019,39(7):19-23.

[10] 章林,陆玉根,孙国权.无底柱分段崩落法放矿结构参数优化研究[J].中国矿业,2014,23(7):88-91.
ZHANG Lin, LU Yugen, SUN Guoquan. Research on structural parameter optimization of ore drawing in pillarless sublevel caving[J]. Chinese Mining Magazine,2014,23(7):88-91.

[11] 周宝坤,陈晓青,田迎春,等.基于响应曲面法的崩落法采场结构参数优化[J].金属矿山,2021(3):67-73.
ZHOU Baokun, CHEN Xiaoqing, TIAN Yingchun, et al. Optimization of stope structure parameters by caving method based on response surface method[J]. Metal Mine,2021(3):67-73.

[12] 张杰,叶义成,姚团,等.急倾斜中厚矿体无底柱分段崩落法采场结构参数研究[J].矿业研究与开发,2023,43(3):13-21.
ZHANG Jie, YE Yicheng, YAO Nan, et al. Study on stope structural parameters of sublevel caving method without sill pillar for steeply inclined medium-thick orebody[J]. Mining Research and Development,2023,43(3):13-21.

[13] 杨彧,张治强,石勇宾,等.无底柱分段崩落法不同回采顺序对放矿效果的影响[J].矿业研究与开发,2023,43(1):1-7.
YANG Yu, ZHANG Zhiqiang, SHI Yongbin, et al. Influence of mining sequence of pillarless sublevel caving on ore drawing[J]. Mining Research and Development,2023,43(1):1-7.

[14] 刘秀良,张治强,林洪叶,等.压实度对无底柱分段崩落法放矿效果的影响[J].矿业研究与开发,2023,43(2):19-23.
LIU Xiuliang, ZHANG Zhiqiang, LIN Hongye, et al. Influence of compaction degree on ore drawing effect of non-pillar sublevel caving method[J]. Mining Research and Development,2023,43(2):19-23.

[15] 龙卫国,何建元,谭宝会,等.无底柱分段崩落法采场下盘残留矿石回采方式研究及应用[J].矿业研究与开发,2023,43(12):1-7.
LONG Weiguo, HE Jianyuan, TAN Baohui, et al. Research and application of recovery method of footwall residual ore of stope with non-pillar sublevel caving method[J]. Mining Research and Development,2023,43(12):1-7.

[16] 任凤玉.随机介质放矿理论及其应用[M].北京:冶金工业出版社,1994.
REN Fengyu. The stochastic medium theory of ore drawing and its application[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press,1994.

[17] 陶干强,任凤玉,刘振东,等.随机介质放矿理论的改进研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(2):240-243.
TAO Ganqiang, REN Fengyu, LIU Zhendong, et al. Research on improvement of the stochastic medium theory for ore drawing[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2010,27(2):240-243.

[18] 韩智勇.破碎倾斜中厚矿体分段崩落法开采技术研究[D].沈阳:东北大学,2013.
HAN Zhiyong. Study on the mining technology of sublevel caving of inchined and fragmentary medium-thick orebody[D]. Shenyang:Northeastern University,2013.

[19] 亢亮亮.营房子银矿泥化矿体无底柱分段崩落法开采技术研究[D].沈阳:东北大学,2014.
KANG Liangliang. Mining technologies of muddy ore body in sublevel caving with non-pillar for Yingfangzi silver mine[D].Shenyang:Northeastern University,2014.

[20] 解世俊.金属矿床地下开采[M].北京:冶金工业出版社,2011.
XIE Shijun. Underground mining of metal deposits[M]. Beijing:Metallurgical Industry Press,2011.

[21] HUSTRULID William A. Underground mining methods handbook[M]. Christchurch: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.,1982.