

提升贵州水银洞金矿浮选工艺指标生产实践

闫军宁

(紫金矿业集团股份有限公司, 福建 厦门 361008)

摘要: 贵州水银洞金矿石为微细粒浸染型难选金矿石, 矿石中载金矿物黄铁矿、毒砂等粒度微细、且含大量易泥化脉石矿物。选矿厂采用细磨浮选工艺, 细度需达到-74 μm 占 90% 左右载金矿物才能充分解离, 磨矿过程容易产生“过磨”。通过对浮选厂磨矿、粗选、精选等作业取样、浓度和细度检查、筛析、化验分析等手段开展详细的全流程工艺流程考察, 发现存在“泥化”、浮选药剂复杂、精选浓度低、尾矿中金在粗细粒级回收效果差等问题。针对上述问题, 在实验室选矿药剂制度优化试验研究的基础上, 通过调整磨机球配减少“过磨”, 通过调整作业浓度、优化药剂制度、减少精选次数等措施, 提高精矿产率, 减少中矿的循环, 强化了粗、精选作业效率, 降低了尾矿品位, 使浮选指标提高, 金回收率比工艺优化前提高 5.76%, 达到 91% 以上。

关键词: 金; 微细颗粒; 磨矿; 浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2022.01.022

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2022) 01-0164-04

微细浸染型金矿石常采用先浮选, 浮选金精矿再通过火法、生物氧化、热压氧化等方法预处理打开金包裹后浸出提金^[1-2]。贵州水银洞金矿石为碳酸盐型-卡林型难选冶金矿石, 金与黄铁矿、毒砂等含硫矿物关系密切, 载金矿物黄铁矿、毒砂粒级主要分布在 10~40 μm , 另外绢(水)云母、有机炭等脉石矿物含量达 17% 以上, 在磨矿中易于泥化。贵州水银洞金矿采用浮选-热压氧化-炭浸提金工艺。浮选厂为细磨浮选工艺, 年可处理矿石 33 万吨。通过生产流程考察和工艺优化, 浮选回收率取得较大提升。

1 流程考察

该选矿厂破碎作业为两段一闭路破碎工艺, 磨矿作业为两段闭路磨矿工艺, 浮选采用两次粗选四次扫选两次精选、中矿循环返回浮选工艺。近年来, 随着入选品位降低和矿石性质变化, 生产工艺指标出现波动。为查明原因, 提出改进的措施和解决的方法, 开展选矿厂工艺流程考察。

1.1 磨矿

因目的矿物粒度微细, 故磨矿产品粒度要求为 -74 μm 90% 以上。一段磨矿、分级设备为

MQCY 2.7 $\times$ 4.0 溢流型球磨机和 FX500-PUX4 旋流器, 二段磨矿、分级设备为 MQCY 2.7 $\times$ 3.6 溢流型球磨机和 FX250-PUX6 旋流器。

磨矿流程考察发现磨矿浓度均偏低, 二段磨矿返砂比偏低。一段、二段磨矿浓度分别为 71.2%、67.1%, 返砂比分别为 286.16%、104.65%。磨矿产品粒级和金属分布呈两头大中间小, 尤其是 -10 μm 粒级分布接近 40%, 说明矿石容易“过磨”产生泥化。

1.2 浮选

浮选粗、扫选共使用 25 台 BF-10 机械搅拌式机械, 精选使用 5 台 BF-4 机械搅拌式浮选机。粗选浓度 33%~34%、扫选浓度 20%~29%, 精选浓度 10% 左右, 浮选浓度偏低。

浮选数质量流程见图 1。粗选 II 和扫选 I 精矿品位在 8.5 g/t 以上, 扫选 I~扫选 III 作业浮选泡沫产率在 45%~63%。考察结果表明, 浮选速度较慢, 扫选作业产率高、富集低、中矿量循环量过大。

2 工艺优化

对前期选矿生产数据进行统计分析, 有如下

收稿日期: 2020-06-19; 改回日期: 2020-12-02

作者简介: 闫军宁 (1971-), 女, 高级工程师, 工程硕士, 主要从事矿物加工技术及管理工作。

表1 浮选作业浓度
Table 1 Concentration of flotation operation

作业名称	粗选 I	粗选 II	扫选 I	扫选 II	扫选 III	扫选 IV	精选 I	精选 II
矿浆浓度/%	33	26.5	29	27	20.5	21	10	8

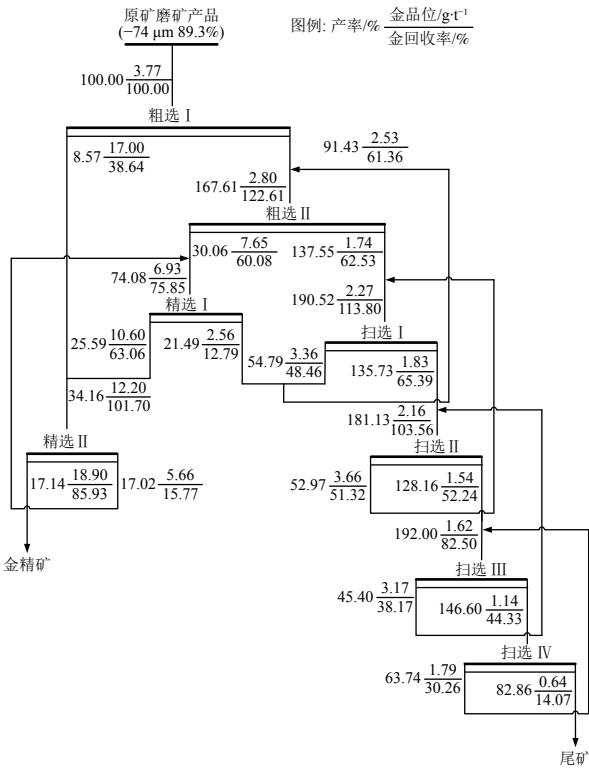


图1 浮选数质量流程

Fig.1 Flotation number quality process

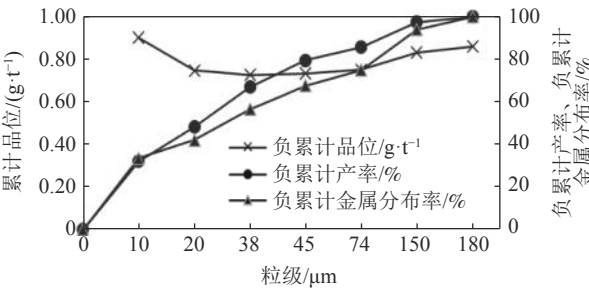


图2 浮选尾矿筛析结果

Fig.2 Screening results of flotation tailings

的变化趋势：精矿产率与回收率变化趋势基本呈正相关；精矿品位与回收率、回收率的变化趋势呈负相关。可见适当提高精矿产率，有利于降低尾矿品位，提高金回收率。通过对流程存在问题查找和分析，主要从下面几个方面进行工艺调整：

2.1 磨矿

磨机内磨矿介质的尺寸及配比不仅决定着球

磨机的生产能力,而且也决定着磨矿产品的粒度特性^[3]。磨矿介质配比与矿石性质匹配时，破碎消耗能量最小，磨矿效率最佳^[4]。同一个磨机充填率相同时，小尺寸介质越多，则钢球个数增多，研磨面积增大，矿物的破碎概率增大，但小尺寸介质过多时容易产生“过磨”和“球磨球”的现象。

一段磨矿磨机装球配比调整前以 $\Phi 80$ 钢球为主，另外还添加 $\Phi 40$ 、 $\Phi 20$ 钢球，小粒径钢球配比偏高，为避免过磨和降低球耗，增加 $\Phi 100$ 钢球配比，并取消 $\Phi 40$ 以下钢球的添加。二段磨矿磨机装球配比调整前有 $\Phi 80 \sim \Phi 20$ 等四种球，选取小尺寸介质有利于均匀磨矿，过小介质多又容易泥化，故二段仅添加 $\Phi 60$ 、 $\Phi 40$ 两种中等粒径的钢球。

两段球磨机的钢球配比调整前后对比见表2，调整后磨矿细度保持在 $-74 \mu\text{m}$ 90%左右， $-10 \mu\text{m}$ 粒级降到30%以下，钢球吨矿消耗有所下降，稳定在0.52 kg/t以下。另外提高磨矿浓度也有利于磨矿效率的提高。

表2 球磨机装球配比对照
Table 2 Comparison of ball milling ball ratio

球径/mm	调整前装球比例/%		调整后装球比例/%	
	一段磨矿	二段磨矿	一段磨矿	二段磨矿
$\Phi 100$	15.00		40.00	
$\Phi 80$	55.00	10.00	30.00	
$\Phi 60$	15.00	45.00	30.00	40.00
$\Phi 40$	10.00	35.00		60.00
$\Phi 20$	5.00	10.00		
合计	100.0	100.0	100.0	100.0

2.2 浮选

含泥高的矿物浮选时，微细泥比表面积大，不易沉降，恶化浮选环境。脱泥会损失部分金属；对微细粒浸染型金矿，不添加碳酸钠、不脱泥，直接活化浮选也能取得较好的指标^[5]。浮选工艺优化的思路是，加强粗、精选作业，提高精矿产率，减少中矿的循环，降低尾矿品位。主要措施有：

1) 增加浮选时间。适当提高粗、扫选的浮选

浓度, 加快刮板转速, 从而延长浮选时间。

2) 减少精选次数。将原来的两粗两精四扫的浮选流程改为两粗一精四扫, 减少精选作业次数, 实现“能收早收”, 减少中矿循环量。

3) 优化药剂制度。水玻璃不仅能抑制石英与硅酸盐脉石, 也是矿泥分散剂, 能消除“矿泥覆盖”现象和微粒间所发生的无选择性互凝的有害作用, 可提高浮选过程的选择性抑制作用, 水玻璃用量较大时, 也会抑制硫化矿, 水玻璃与其他药剂组合有利于硫化物矿石浮选分离^[6]。添加碳酸钠不仅可清洗矿物表面, 也可以起到分散矿浆的作用, 从而消除 Ca^{2+} 和 Mg^{2+} 等难免离子或矿泥对浮选的影响^[7]。

通过药剂制度调整见表 3, 降低分散和抑制, 加强活化, 提高泡沫丰富度, 实现强化浮选。调整碳酸钠、水玻璃等药剂用量后, 一方面通过降低对微细粒级矿物的过度抑制, 增强微细粒矿物的回收, 同时也减少药剂带入钠离子对后续选冶系统的影响。

表 3 药剂制度对比

Table 3 Comparison of pharmacy system

材料名称	调整前吨矿消耗/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	调整后吨矿消耗/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)
纯碱	7000	5000
水玻璃	1000	0
硫酸铜	600	650
黑药	150	180
黄药	380	360
松醇油	0	0.15

4) 适当提高精矿产率, 减少中矿量。通过提高矿浆面、充气量等方法, 加大粗、精选作业泡沫出量, 从而提升精矿产率, 降低精选中矿量。

3 改造效果

2018 年生产工艺改造实施后指标逐步提升, 2019 年浮选金回收率达到 89.99%, 比 2017 提高 5.76%。分析 2019 年各月份入选品位、精矿产率、精矿品位、回收率关系, 入选品位在 4 g/t 左右, 精矿产率控制在 30% 以上, 金回收效果较好, 精矿含金 12% 以上, 回收率 91% 以上。

4 结 论

在流程考察及对矿石性质研究的基础上, 选

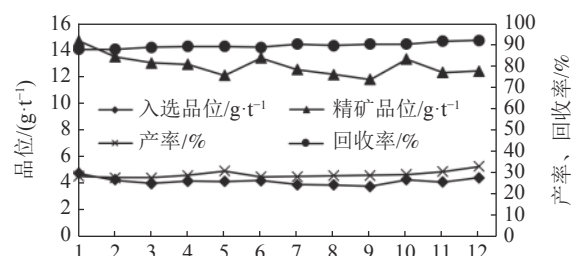


图 3 2019 年入选品位、精矿产率及回收率之间的关系

Fig.3 Relationship between selected grades, concentrate yields and recovery rates in 2019

矿厂通过调整钢球配比、提高磨矿浓度等措施, 改善了“过磨”泥化现象; 通过高浓度浮选、调整流程机构、药剂制度、改变工人操作方式等办法适当增大精矿产率, 改善浮选环境, 提高浮选指标。该微细浸染型金矿石浮选厂工艺改造实践取得很好效果, 金回收率比改造前提高 5.76%, 选矿成本也有所降低。

参考文献:

- [1] 刘坤, 王婷霞, 李健民, 等. 天水某金矿工艺矿物学及选矿试验研究[J]. 矿产综合利用, 2020(5):101-104.
- LIU K, WANG T X, LI J M, et al. Process mineralogy and mineral processing of a gold mine in Tianshui[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(5):101-104.
- [2] 明平田, 李飞. 某微细粒蚀变岩型金矿高效浮选新工艺研究[J]. 矿产综合利用, 2019(4):73-78.
- MING P T, LI F. Study on a new high efficiency flotation process for a microgranular altered rock gold mine[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(4):73-78.
- [3] 卢臣, 杨聪仁, 张仕奇, 等. 内蒙古某金矿磨矿分级产物离心重选实验研究[J]. 矿产综合利用, 2021(3):152-157.
- LU C, YANG C R, ZHANG S Q, et al. Experimental study on the centrifugal separation of grinding classification products for a gold mine in Inner Mongolia[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(3):152-157.
- [4] 郭运鑫, 肖庆飞, 黄胤淇, 等. 提高永平铜矿一段球磨磨矿效率的研究[J]. 矿产综合利用, 2019(4):135-138.
- GUO Y X, XIAO Q F, HUANG Y Q, et al. Research on raising the efficiency of ball grinding in one section of Yongping copper mine[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(4):135-138.
- [5] 夏国进. 某卡林型低品位难选金矿浮选试验[J]. 现代矿业, 2019, 599(3):128-131.
- XIA G J. Flotation test of a Carlin-type low-grade refractory

gold ore[J]. Modern Mining, 2019, 599(3):128-131.

[6] 朴正杰, 魏德洲, 吕宪俊, 等. 铜铅硫化矿浮选分离抑制剂研究进展[J]. 矿产综合利用, 2018(4):13-16.

PU Z J, WEI D Z, LV X J, et al. Research progress of inhibitors for flotation separation of copper-lead sulfide ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2018(4):13-16.

[7] 张博, 张雁生, 张家明, 等. 某微细粒难处理金矿石选矿试验研究[J]. 黄金, 2017(7):47-60.

ZHANG B, ZHANG Y S, ZHANG J M, et al. Experimental study on the beneficiation of a fine-grained refractory gold ore[J]. Gold, 2017(7):47-60.

Production Practice to Improve the Flotation Process Index of Shuiyindong Gold Mine in Guizhou Province

Yan Junning

(Zijin Mining Group Company Limited, Xiamen, Fujian, China)

Abstract: The gold ore of Shuiyindong Gold Mine in Guizhou province is a micro-fine disseminated refractory gold ore, which contains gold-bearing minerals such as pyrite and arsenopyrite with fine particle size and a large number of gangue minerals that are easy to be argillated. For the process of floating these raw materials, fineness should be α -74 μm 90%. The gold bearing minerals can be fully dissociated, but in the grinding process it is easy to "over-grind". The whole process of rough and cleaning operations in flotation plant were explored in details through sampling, concentration, fineness inspection, screening analysis and laboratory analysis. It was found that there were problems such as "slime", complex flotation reagents, low concentration of cleaning flotation and poor recovery effect of gold in tailings at coarse and fine particle fraction. For those problems, on the basis of experimental study of the reagents optimization system in laboratory, through methods such as adjusting the ball mill with reduce "over-grinding", adjusting the concentration of pulp in processing, optimizing the reagents system and reducing the number of cleaning flotation we started to have better results. After all that we managed to increase the rate of fine mineral, reduce the cycle of middlings, strengthen the rough and cleaning floatation of operation efficiency, reduce the tailings grade and raise the index of flotation. Finally, the recovery of gold is increased from 5.76% to over 91%.

Keywords: Gold; Fine particles; Grinding; Flotation