

老挝某金尾矿浮选—氧化浸出试验研究

盛洁¹, 刘全军^{1,2}, 董敬申², 高亚龙², 刘美琳²

1. 昆明理工大学 省部共建复杂有色金属资源清洁利用国家重点实验室, 云南 昆明 650093;
2. 昆明理工大学 国土资源工程学院, 云南 昆明 650093

中图分类号: TD953.1 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2022)06-0094-07
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2022.01.039

摘要 老挝某金矿浮选尾矿中金品位为 2.99 g/t, 含金量较高, 为高效回收该尾矿中的金, 开展了详细的选矿试验研究。尾矿中金主要赋存于硫化物中, 其次是连生体金和单体金, 决定采取浮选—氧化浸出联合选别流程。采用石灰作为 pH 调整剂, 以六偏磷酸钠和水玻璃为脉石矿物抑制剂, 以 CuSO_4 和 $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ 为活化剂, 以丁铵黑药和丁基黄药作为捕收剂, 在条件试验的基础上对金矿浮选尾矿通过“一粗三精三扫”的闭路流程试验, 获得了金品位为 28.57 g/t、回收率为 67.36% 的金精矿; 同时, 所得尾矿金品位为 1.05 g/t。再以高锰酸钾作为氧化剂, 以氧化钠作为浸出剂对该尾矿进行氧化浸出, 最佳条件下金的浸出率为 43.57%, 相对于原矿浸出率为 14.22%, 且浸渣中金品位仅为 0.6 g/t, 金总回收率为 81.58%, 取得了较为满意的试验指标。

关键词 金尾矿; 黄铁矿; 氧化浸出; 浮选

引言

金是一种重要的金属资源, 它广泛地应用于货币、医疗、航空航天和精密仪器等领域, 具有重要的经济价值以及战略意义^[1]。近年来, 随着工业、金融和消费的发展, 对于金的需求量不断攀升, 这使得尾矿中金的综合利用成为了一个具有经济价值与环保意义的课题^[2-5]。含金矿物经过浮选后的尾矿具有嵌布粒度细、泥化严重等特点, 常规的工艺往往难以实现对金的高效回收与利用。为了提高金的回收效率, 目前常用的方法是对金尾矿进行氧化预处理, 其目的是为了氧化金矿石中的硫化矿物以及炭质, 例如包裹金的黄铁矿和砷黄铁矿, 使金暴露出来从而提高金的浸出率^[6-10]。预氧化常见的方法有生物氧化法、加压氧化法和化学氧化法等^[6-9]。其中, 化学氧化法具有周期较短、操作简单和基建成本低等优点^[10]。

本文以老挝某金矿浮选后的尾矿作为研究对象, 主要目的是进一步回收该尾矿中的金, 从而降低最终尾矿中金的含量, 以减少对资源的浪费。根据该尾矿的工艺矿物学研究结果, 确定了浮选—氧化浸出的联合选别流程, 通过一系列的条件优化试验研究了各药剂对金尾矿浮选及浸出的影响规律, 确定了合理的工

艺流程及药剂制度, 获得了理想的试验指标。

1 矿石性质

试验样品为老挝某金矿石浮选后的尾矿。对尾矿样品进行了多元素分析, 结果见表 1。

表 1 尾矿多元素分析结果
Table 1 Multi-element analysis results of the tailings

| 元素 | Au* | Ag* | TFe | S | As | Na ₂ O |
|----|------|--------------------------------|-------|------------------|------------------|-------------------|
| 含量 | 2.99 | 8.72 | 1.65 | 0.78 | 0.03 | 0.10 |
| 元素 | MgO | Al ₂ O ₃ | CaO | K ₂ O | SiO ₂ | C |
| 含量 | 4.11 | 8.32 | 13.58 | 1.23 | 56.31 | 3.27 |

注: Au、Ag 含量单位为 g/t。

由表 1 分析可知, 尾矿样品中金品位为 2.99 g/t, 为主要回收对象; 硫品位为 0.78%; 砷元素含量较低, 仅为 0.03%, 对选矿影响较小; 样品中脉石矿物主要为硅酸盐矿物。

尾矿样品金物相分析结果见表 2。

由表 2 分析结果可知, 金主要赋存于硫化物中, 其占比为 65.41%; 其次是连生体金及单体金, 占总金的 17.99%; 碳酸盐中的金占比为 7.61%, 氧化矿中的

收稿日期: 2022-04-19

基金项目: 国家自然科学基金项目(51764021)

作者简介: 盛洁(1997—), 女, 甘肃省白银人, 硕士研究生, 主要从事资源综合利用研究, E-mail: sj993541282@163.com。

通信作者: 刘全军(1964—), 男, 教授, 博士生导师, 主要从事浮选理论与工艺研究, E-mail: kmljuqj@163.com。

表 2 尾矿金物相分析结果

Table 2 Gold phase analysis results of the tailings

| 物相 | 石英和硅酸盐中的金 | 连生体金和单体金 | 硫化物中的金 | 碳酸盐中的金 | 氧化矿中的金 | 总金 |
|-------------------------|-----------|----------|--------|--------|--------|--------|
| 含量/(g·t ⁻¹) | 0.14 | 0.54 | 1.96 | 0.23 | 0.12 | 2.99 |
| 分布率/% | 4.84 | 17.99 | 65.41 | 7.61 | 4.15 | 100.00 |

金占比仅为 4.15%。硫化物中的金与连生体金和单体金共同占比为 83.40%，金的分布较为集中。由工艺矿物学研究可知，金主要以类质同象晶格金的形态赋存于硫化物中，以包裹微粒金的形式赋存在碳酸盐及石英等矿物中。故该矿石是一种难处理的氧硫混合型矿石。

2 试验结果及讨论

2.1 试验方案

该尾矿样品金和硫元素品位分别为 2.99 g/t 和 0.78%，品位较低且嵌布粒度细。结合矿石性质，初步设想采用直接浸出流程和单一浮选流程，为了确定最佳的原则流程，分别对两种方案进行了探索试验。

首先，在矿浆 pH 值为 12、氰化钠 3 000 g/t、液固比为 3 : 1、浸出时间为 6 h 的条件下对尾矿样品开展直接浸出试验。其次，在磨矿细度为 -0.025 mm 占 74.14%、矿浆 pH 值为 9.5、六偏磷酸钠用量 400 g/t、水玻璃 1 500 g/t、CuSO₄ 为 1 200 g/t、Pb(NO₃)₂ 为 500 g/t、丁铵黑药 70 g/t、丁基黄药 140 g/t 的条件下对尾矿样品开展单一浮选流程试验。两种方案的试验结果见表 3。

表 3 流程探索试验结果

Table 3 Results of trial tests

| 流程方案 | 产品名称 | 产率/% | 金品位/(g·t ⁻¹) | 回收率/% | 浸出率/% |
|----------|------|--------|--------------------------|--------|--------|
| 直接浸出试验 | 浸渣 | 100.73 | 2.53 | / | 14.77 |
| | 给矿 | 100.00 | 2.99 | / | 100.00 |
| 单一浮选流程试验 | 精矿 | 15.04 | 7.95 | 40.00 | / |
| | 给矿 | 100.00 | 2.99 | 100.00 | / |

由表 3 可以得知，尾矿样品直接浸出所得浸渣的品位为 2.53 g/t，对比给矿品位 2.99 g/t，直接浸出试验结果不理想。金的浸出率仅为 14.77%，浸出率较低。而通过单一浮选流程获得的金精矿品位为 7.95 g/t，金回收率为 40.00%，富矿比为 2.66，达到了较好的试验结果。

金物相分析结果表明，大部分金赋存于硫化物中，而试验结果显示，直接浸出的方法难以使硫化物包裹的微粒金暴露出来，仅能回收部分连生体或单体金。对比两种方案得到的试验结果，决定采用浮选—浸出联合的方法对尾矿样品进行处理。

2.2 浮选条件试验

浮选流程中采用石灰作为矿浆 pH 值调整剂、六偏磷酸钠作为分散剂、水玻璃作为脉石矿物抑制剂、CuSO₄ 和 Pb(NO₃)₂ 作为活化剂、丁铵黑药和丁基黄药作为捕收剂。为系统地考察各因素对浮选指标的影响，对磨矿细度、抑制剂、活化剂和捕收剂用量进行了条件试验，原则工艺流程如图 1。

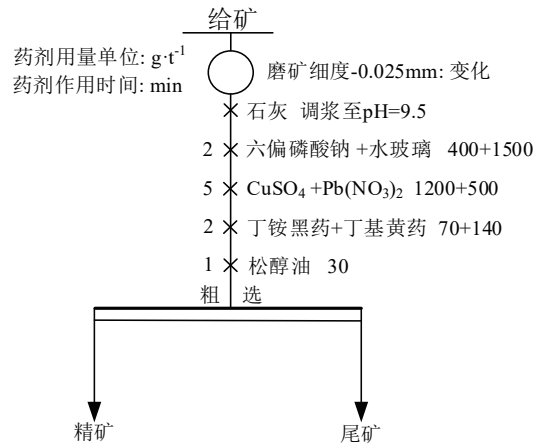


图 1 浮选原则工艺流程

Fig. 1 Principle flowsheet of flotation tests

2.2.1 磨矿细度

为了使尾矿样品中的载金硫化矿物与脉石矿物充分解离，并将矿石磨到适于浮选的粒度，在磨矿细度为 -0.025 mm 分别占 40.32%、74.14%、85.45% 和 93.86%，调节矿浆 pH 值为 9.5，药剂用量为六偏磷酸钠 400 g/t、水玻璃 1 500 g/t、CuSO₄ 为 1 200 g/t、Pb(NO₃)₂ 为 500 g/t、丁铵黑药 70 g/t、丁基黄药 140 g/t 的条件下开展了磨矿细度试验，试验流程如图 1，试验结果如图 2。

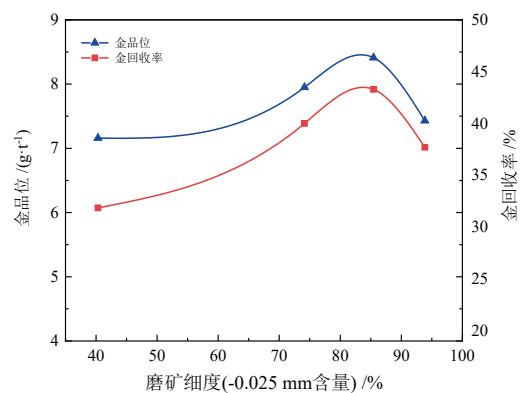


图 2 磨矿细度试验结果

Fig. 2 Effect of grinding fineness on flotation test results

根据图 2 可以得到，随着磨矿细度的提高，金的回收率以及品位不断提高，当 -0.025 mm 含量超过 85.45% 后，回收率和品位趋于降低。因此，后续以磨

矿细度为-0.025 mm 占 85.45% 进行试验。

2.2.2 分散剂用量

由于本研究的尾矿样品中黄铁矿嵌布粒度较细,为使载金黄铁矿单体解离,不得不采用较高的磨矿细度,这也导致矿浆中脉石矿物粒度变细,矿泥含量增加。为了减弱矿泥的吸附罩盖对有用矿物浮选的影响,降低矿浆黏度,选用六偏磷酸钠作为矿泥分散剂进行试验,以优化浮选作业的指标。仅改变六偏磷酸钠用量,在磨矿细度为-0.025 mm 占 85.45%、矿浆 pH 值为 9.5、水玻璃用量 1 500 g/t、CuSO₄ 为 1 200 g/t、Pb(NO₃)₂ 为 500 g/t、丁铵黑药 70 g/t、丁基黄药 140 g/t 的条件下进行试验,试验流程如图 1,试验结果如图 3。

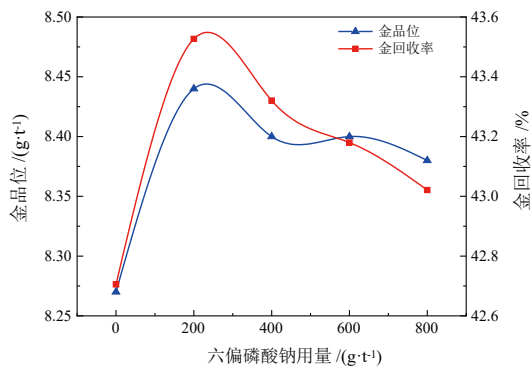


图 3 六偏磷酸钠用量对浮选结果的影响
Fig. 3 Effect of sodium hexametaphosphate dosage on flotation results

由试验结果可知,六偏磷酸钠的用量对回收率的影响较为显著。随着六偏磷酸钠用量的增加,精矿中金的品位和回收率在 200 g/t 时达到最佳,当用量超过 200 g/t 时,精矿金品位和回收率随之下降。因此,决定以 200 g/t 作为六偏磷酸钠的用量进行后续试验。

2.2.3 抑制剂用量

水玻璃是矿物浮选中常见的调整剂,用于抑制硅酸盐矿物以及分散矿泥。为了获得最佳的水玻璃用量,仅改变水玻璃的用量,在磨矿细度为-0.025 mm 占 85.45%、矿浆 pH 值为 9.5、六偏磷酸钠用量 200 g/t、CuSO₄ 为 1 200 g/t、Pb(NO₃)₂ 为 500 g/t、丁铵黑药 70 g/t、丁基黄药 140 g/t 的条件下进行水玻璃用量试验,试验流程如图 1,试验结果如图 4。

由试验结果可知,随着水玻璃用量的增加,精矿中金的品位和回收率呈现先上升后下降的趋势,并在水玻璃用量为 1 000 g/t 时达到最佳。因此,在后续的试验中采用 1 000 g/t 作为水玻璃的用量。

2.2.4 硫酸铜用量

硫酸铜是常用的硫化矿活化剂,在浮选过程中加入硫酸铜可以增加载金黄铁矿的表面活性位点,促进

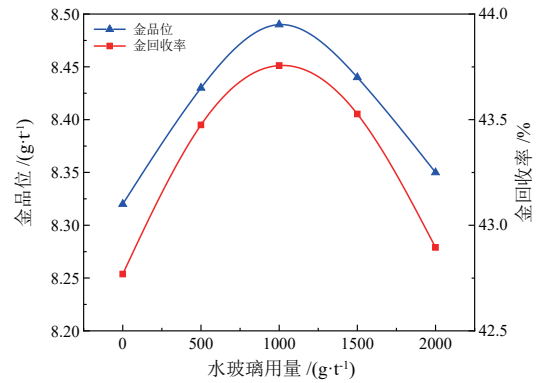


图 4 水玻璃用量对浮选结果的影响
Fig. 4 Effect of sodium silicate dosage on flotation results

目的矿物与捕收剂之间的吸附,提升矿物的可浮性。因此,采用硫酸铜作为活化剂,仅改变硫酸铜的用量,在磨矿细度为-0.025 mm 占 85.45%、矿浆 pH 值为 9.5、六偏磷酸钠用量 200 g/t、水玻璃 1 000 g/t、Pb(NO₃)₂ 为 500 g/t、丁铵黑药 70 g/t、丁基黄药 140 g/t 的条件下进行试验,以探索硫酸铜的最佳用量。试验流程如图 1,试验结果如图 5。

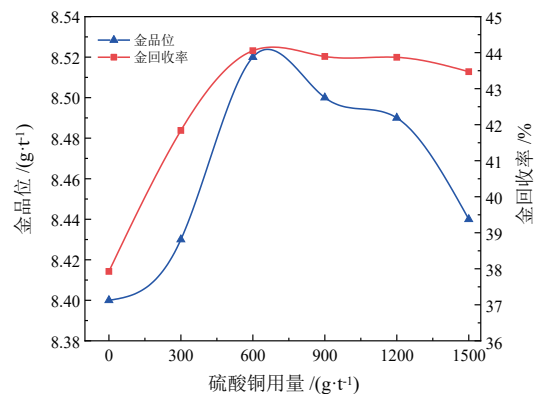


图 5 硫酸铜用量对浮选结果的影响
Fig. 5 Effect of copper sulfate dosage on flotation results

根据试验结果可知,精矿中金的回收率在硫酸铜用量为 600 g/t 时达到最佳,金品位随着硫酸铜用量的增加而提高,当硫酸铜用量超过 600 g/t 时金品位呈现出下降的趋势。因此,在后续的试验中以 600 g/t 作为硫酸铜的用量。

2.2.5 丁铵黑药用量

丁铵黑药是一种具有较好选择性和稳定性的硫化矿物捕收剂,常与黄药共同使用,以优化浮选作业指标。选择丁铵黑药作为组合捕收剂之一浮选载金黄铁矿,仅改变丁铵黑药用量,在磨矿细度为-0.025 mm 占 85.45%、矿浆 pH 值为 9.5、六偏磷酸钠用量 200 g/t、水玻璃 1 000 g/t、CuSO₄ 为 600 g/t、Pb(NO₃)₂ 为 500 g/t、丁基黄药 140 g/t 的条件下进行丁铵黑药用量试验。试验流程如图 1,试验结果如图 6。

由图 6 可以得到,随着丁铵黑药用量的增加,精

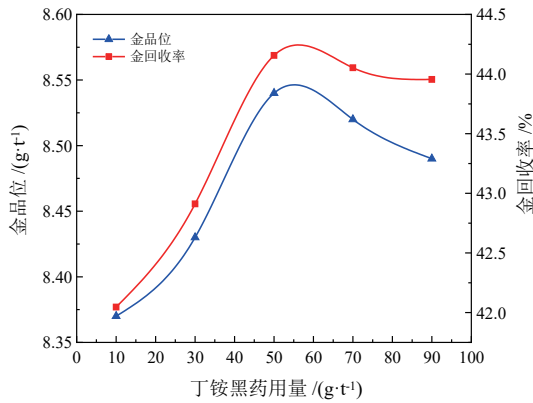


图 6 丁铵黑药用量对浮选结果的影响
 Fig. 6 Effect of ammonium dibutylthiophosphate dosage on flotation results

矿中金的品位与回收率也随之先升高后回落, 当丁铵黑药的用量为 50 g/t 时, 金的品位与回收率达到最佳。因此, 确定在后续的试验中丁铵黑药的用量为 50 g/t。

2.2.6 丁基黄药用量

黄药是应用最广泛的浮选捕收剂, 其中丁基黄药具有捕收性好的特点, 常用作硫化矿物的捕收剂。采用丁基黄药与丁铵黑药作为组合捕收剂, 用以弥补丁铵黑药捕收性较弱的特点, 同时提升精矿产品的品位。为了得到最佳的丁基黄药用量, 仅改变丁基黄药的用量, 在磨矿细度为-0.025 mm 占 85.45%、矿浆 pH 值为 9.5、六偏磷酸钠用量 200 g/t、水玻璃 1 000 g/t、CuSO₄ 为 600 g/t、Pb(NO₃)₂ 为 500 g/t、丁铵黑药 50 g/t 的条件下进行丁基黄药用量试验。试验流程如图 1,

试验结果如图 7。

由图 7 可以得到, 随着丁基黄药用量的增加, 精矿中金的品位与回收率呈现出先上升随后回落的趋势, 当丁基黄药的用量为 100 g/t 时, 金的品位与回收率达到最佳。因此, 确定在后续的试验中丁基黄药的用量为 100 g/t。

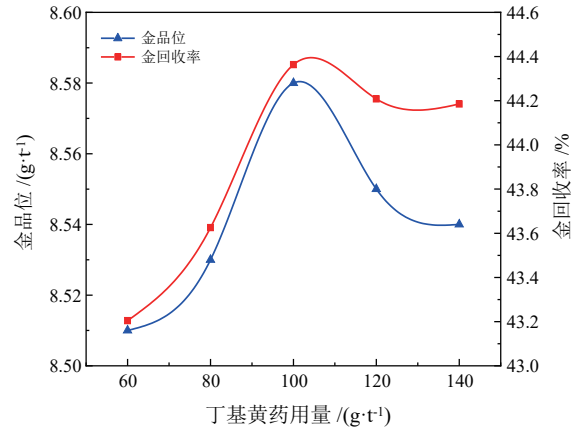


图 7 丁基黄药用量对浮选结果的影响
 Fig. 7 Effect of butyl xanthate dosage on flotation results

2.3 闭路试验

为了使金的回收率达到工业生产要求, 结合开路试验结果以及矿石性质特点, 制定了“一次粗选三次精选和三次扫选中矿依次返回”的闭路流程。试验流程和药剂制度如图 8, 试验结果见表 4。

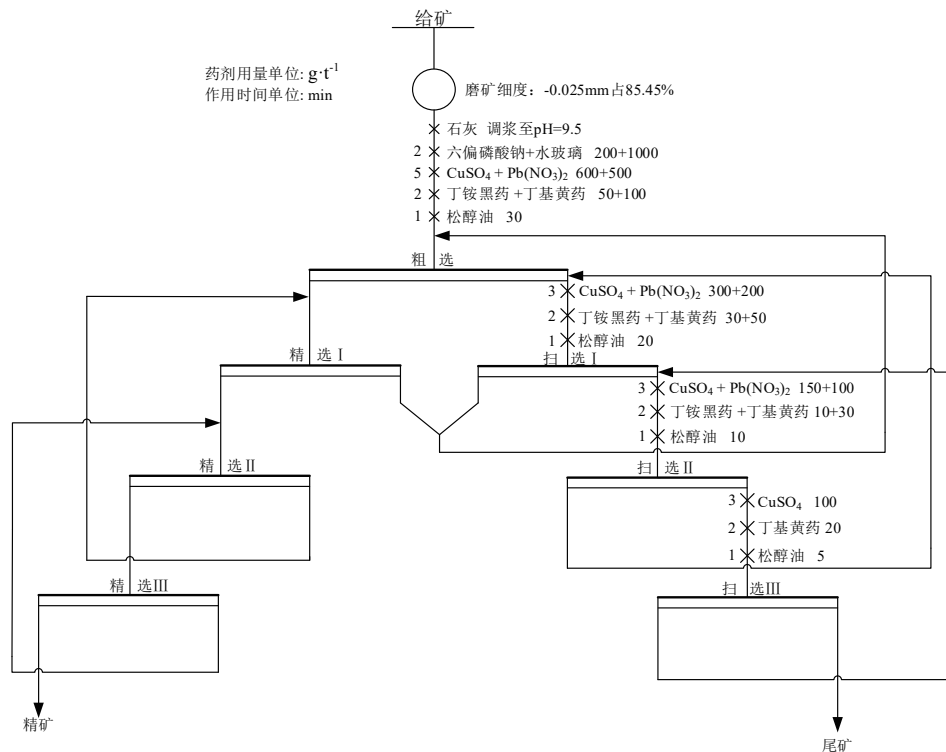


图 8 闭路试验流程
 Fig. 8 Closed-circuit flowsheet of test

表 4 闭路试验结果
Table 4 Results of closed-circuit test

| 产品名称 | 产率/% | Au品位/(g·t ⁻¹) | Au回收率/% |
|------|--------|---------------------------|---------|
| 精矿 | 7.05 | 28.57 | 67.36 |
| 尾矿 | 92.95 | 1.05 | 32.64 |
| 给矿 | 100.00 | 2.99 | 100.00 |

从表 4 的试验结果可以得到,尾矿样品经过再浮选后,获得的精矿金的品位为 28.57 g/t、回收率为 67.36%。尾矿的金品位为 1.05 g/t。

2.4 浮选尾矿氰化浸出

为了进一步回收浮选尾矿中的微细粒包裹金以及连生或单体金,降低尾矿金的品位,决定采用氰化浸出的方法处理浮选尾矿。采用石灰作为 pH 值调整剂,高锰酸钾、过氧化氢或次氯酸钠依次作为氧化剂,氰化钠作为浸出剂。为了得到最佳的浸出指标,分别对氧化剂种类和浸出剂用量进行了条件优化试验,原则流程如图 9。

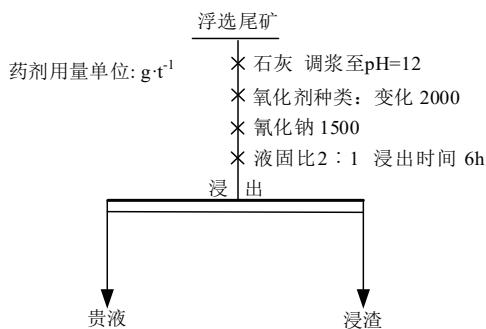


图 9 浮选尾矿氰化浸出原则工艺流程
Fig. 9 Principle flowsheet of cyanide leaching tests of flotation tailings

2.4.1 氧化剂种类

在浸出作业中加入氧化剂来辅助浸出金,可以有效地提高金的浸出速度和浸出率^[11-13]。为确定浸出最佳的氧化剂种类,选用高锰酸钾(2 000 g/t)、过氧化氢(2 000 g/t)和次氯酸钠(2 000 g/t)作为氧化剂分别进行对比试验,并设置空白对照组,固定条件为矿浆 pH 值为 12、氰化钠用量 1 500 g/t、液固比为 2 : 1、浸出时间为 6 h。试验流程如图 9,试验结果如图 10。

由图 10 的试验结果可以得到,对比不添加任何氧化剂和分别添加三种氧化剂的浸出指标,从浸渣品位和浸出率来看,不添加任何氧化剂的浸出效果最差,浸出率仅为 24.69%,而添加过氧化氢与次氯酸钠的浸出效果相近,添加高锰酸钾作为浸出氧化剂效果最佳,浸出率为 40.25%。因此,确定采用高锰酸钾作为氧化剂进行后续试验。

2.4.2 氰化钠用量

氰化物是一类应用广泛的金浸出剂。为了探索

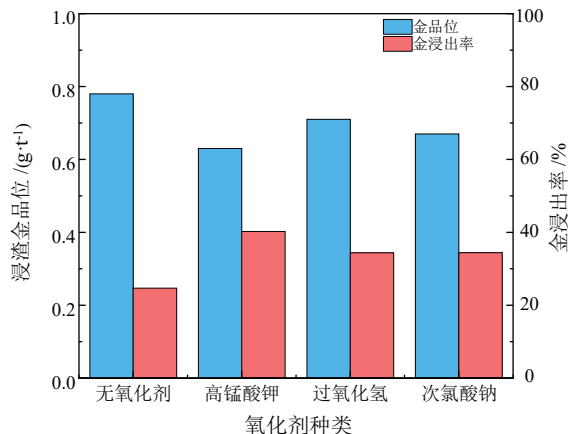


图 10 氧化剂种类对试验结果的影响
Fig. 10 Effect of oxidant types on test results

浸出作业中氰化钠的最佳用量,仅改变氰化钠用量,在矿浆 pH 值为 12、高锰酸钾用量 2 000 g/t、液固比为 2 : 1、浸出时间为 6 h 的条件下进行试验。试验流程如图 9,试验结果如图 11。

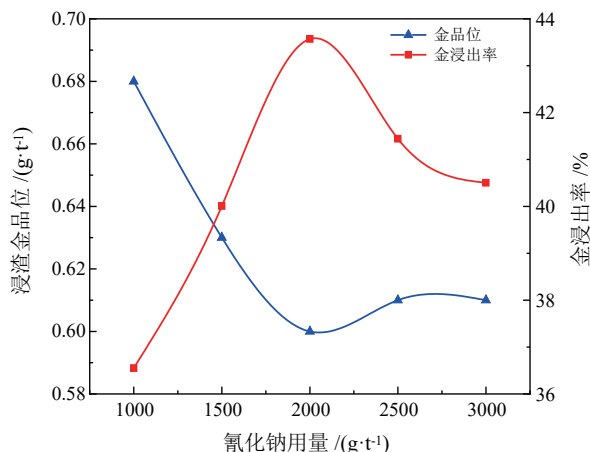


图 11 氰化钠用量对浸出试验结果的影响
Fig. 11 Effect of sodium cyanide dosage on test results

由图 11 可以得到,随着氰化钠用量的增加,浸出率逐步增高,当氰化钠用量为 2 000 g/t 时,浸出指标最好,当氰化钠用量继续增加时,浸出指标回落。因此选用氰化钠用量 2 000 g/t,得到最终的金浸出率为 43.57%,相对于原矿浸出率 14.22%,浸渣中金品位为 0.6 g/t。

3 结论

(1)老挝某矿山浮选尾矿含金 2.99 g/t,由工艺矿物学分析可知,金主要以类质同象晶格金的形态赋存于硫化物中,在硫化物中的占比为 65.41%。其次是连生体金及单体金,占总金的 17.99%。碳酸盐中的金占比为 7.61%,氧化矿中的金占比仅为 4.15%,金以包裹微粒金的形式赋存在碳酸盐及石英等矿物中。

(2)针对尾矿样品的性质,制订了浮选—氧化浸出联合的试验流程,并经一系列优化试验,确定了最

佳药剂制度。浮选磨矿细度为 -0.025 mm 占 85.45% , 石灰调节矿浆 pH 值至 9.5 , 六偏磷酸钠和水玻璃用量分别为 200 g/t 和 $1\ 000\text{ g/t}$, 硫酸铜和硝酸铅用量分别为 600 g/t 和 500 g/t , 丁铵黑药和丁基黄药用量分别为 50 g/t 和 100 g/t , 松醇油用量为 30 g/t , 精选作业不再额外添加浮选药剂, 扫选作业药剂用量按比例减少。氧化浸出以石灰为调整剂, 调节矿浆 pH 值至 12 ; 以高锰酸钾为氧化剂, 用量为 $2\ 000\text{ g/t}$; 以氰化钠为浸出剂, 用量为 $2\ 000\text{ g/t}$; 在液固比为 $2:1$ 的情况下浸出 6 h 。

(3) 通多对尾矿样品进行“一次粗选三次精选和三次扫选”的闭路流程, 获得金品位为 28.57 g/t 、回收率为 67.36% 的浮选金精矿; 再对金品位为 1.05 g/t 、回收率为 32.64% 的浮选尾矿进行氧化氧化浸出, 最终金的浸出率为 43.57% , 相对于原矿浸出率为 14.22% , 且浸渣中金品位仅为 0.6 g/t , 取得了金总回收率 81.58% 的较满意指标。

参考文献:

- [1] 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(5): 127-133.
MING P T, LI F. New high-efficiency flotation process for a microgranular altered rock gold mine[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(5): 127-133.
- [2] 陈兰兰, 卢东方, 王毓华. 黄金矿山尾矿的组成、危害及资源化利用技术[J]. 矿产保护与利用, 2020, 40(5): 161-169.
CHEN L L, LU D F, WANG Y H. Composition, harm and resource utilization technology of gold mine tailings[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2020, 40(5): 161-169.
- [3] 廖璐, 李红立, 任大鹏. 无氰工艺回收利用黄金尾矿试验研究[J]. 矿产综合利用, 2019(2): 109-111.
LIAO L, LI H L, REN D P. Experimental Study on Non-cyanide Leaching of Tailings of Gold Ores[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(2): 109-111.
- [4] 钱志博, 孙志健, 万丽, 等. 某富硫高砷尾矿回收金银浮选试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2020(6): 85-90.
QIAN Z B, SUN Z J, WAN L, et al. Experimental study on the recovery of gold and silver from a sulphur-rich and arsenic-rich tailings[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section), 2020(6): 85-90.
- [5] 祁磊, 席欣月, 蔡鑫, 等. 北衙硫化矿选厂尾矿中金银铁综合回收实验研究[J]. 矿产综合利用, 2021(4): 182-187.
QI L, XI X Y, CAI X, et al. Experimental research on multipurpose recovery of gold, silver and iron in tailings of beiya sulfide ore concentrator[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(4): 182-187.
- [6] 武彪, 尚鹤, 温健康, 等. 精确调控搅拌浸出提高高硫金精矿的生物预氧化效率[J]. 中南大学学报(英文版), 2020, 27(5): 1416-1423.
WU B, SHANG H, WEN J K, et al. Well-controlled stirring tank leaching to improve bio-oxidation efficiency of a high sulfur refractory gold concentrate[J]. Journal of Central South University, 2020, 27(5): 1416-1423.
- [7] 王国彬, 蓝卓越, 赵清平, 等. 浅谈卡林型金矿微生物预氧化技术研究现状[J]. 有色金属工程, 2021, 11(2): 63-72.
WANG G B, LAN Z Y, ZHAO Q P, et al. Discussion on the present situation and progress of bacterial pre-oxidation in carlin-type gold ore[J]. Nonferrous Metals Engineering, 2021, 11(2): 63-72.
- [8] 白成庆, 陈国兰, 付绸琳, 等. 某浮选尾矿氧压预处理—氧化浸出金银试验研究[J]. 黄金, 2021, 42(9): 103-105+111.
BAI C Q, CHEN G L, FU C L, et al. Experimental research on gold and silver recovery from certain flotation tailings with oxygen pressure pretreatment-cyanidation leaching[J]. Gold, 2021, 42(9): 103-105+111.
- [9] 邱廷省, 廖德华, 毛仁康, 等. 某难选金矿加温化学预氧化浸出技术[J]. 中国有色金属学报, 2008, 18(z1): 53-58.
QIU T S, LIAO D H, MAO R K, et al. Warming and chemical pre-oxidation leaching of refractory gold ores[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2008, 18(z1): 53-58.
- [10] 董再蒸, 韩跃新, 高鹏. 卡林型金矿化学氧化预处理技术研究现状[J]. 金属矿山, 2015(12): 92-97.
DONG Z Z, HAN Y X, GAO P. Research status on chemical pre-oxidation for carlin-type gold ore[J]. Metal Mine, 2015(12): 92-97.
- [11] 唐道文, 储春利, 王锐. 高锰酸钾氧化预处理某难浸金矿的研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2013(8): 29-31+45.
TANG D W, CHU C L, WANG R. Study on oxidation pretreatment of refractory gold ore with potassium permanganate[J]. Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy), 2013(8): 29-31+45.
- [12] 许怀凤, 孙敬锋, 廖璐, 等. 某金矿石的过氧化物强化氰化浸出试验研究[J]. 湿法冶金, 2013, 32(3): 138-139.
XU H F, SUN J F, LIAO L, et al. Experimental study on strengthen cyanide leaching of gold using peroxide from a gold ore from inner mongolia[J]. Hydrometallurgy of China, 2013, 32(3): 138-139.
- [13] 简永军, 陈玉明, 彭晓. 某含碳高砷微细粒金矿提金工艺研究[J]. 黄金, 2016, 37(10): 67-70.
JIAN Y J, CHEN Y M, PENG X. Research on gold recovery from one carbonaceous and highly arsenic microgranular gold ore[J]. Gold, 2016, 37(10): 67-70.

Combined Experimental Study on Flotation—oxidation Leaching of a Gold Flotation Tailings in Laos

SHENG Jie¹, LIU Quanjun^{1,2}, DONG Jingshen², GAO Yalong², LIU Meilin²

1. State Key Laboratory of Complex Nonferrous Metals Resources Clean Utilization, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China;

2. Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China

Abstract: The flotation tailing of a gold mine from Laos has a gold grade of 2.99 g/t, and the gold content is relatively high. Systematic beneficiation experimental studies were carried out to recover the tailings efficiently. Gold in tailings mainly occurs in sulfide, followed by intergrowth gold and monomer gold. Therefore, the flotation-oxidation leaching combined separation process was decided to employ upon that accountant above, and lime was used as pH regulator, sodium hexametaphosphate and sodium silicate were used as gangue dispersants, CuSO_4 and $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ were used as activators, and ammonium dibutyldithiophosphate and butyl xanthate were used as collectors. Through the closed-circuit process test of "one coarse, three cleaning and three scavenging" on the basis of condition tests, the gold concentrate with a gold grade of 28.57 g/t and recovery of 67.36%, and the gold tailings with a gold grade of 1.05 g/t were obtained respectively. Then by using potassium permanganate as the oxidant and sodium cyanide as the leaching agent for oxidize and leach the tailings, the leaching rate of gold, in the best performance, was 43.57%, which was 14.22% over the raw ore, and the gold grade was only 0.6 g/t in the leaching residue, and the total recovery of gold was 81.58%. The relatively satisfactory production index was obtained eventually.

Keywords: gold tailings; pyrite; oxidizing leaching; flotation

引用格式: 盛洁, 刘全军, 董敬申, 高亚龙, 刘美琳. 老挝某金尾矿浮选—氧化浸出试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2022, 42(6): 94–100.

SHENG Jie, LIU Quanjun, DONG Jingshen, GAO Yalong, LIU Meilin. Combined experimental study on flotation—oxidation leaching of a gold flotation tailings in Laos[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2022, 42(6): 94–100.

投稿网址: <http://hcbh.cbpt.cnki.net>

E-mail: kcbh@chinajournal.net.cn