

# 吉林某金矿选矿工艺对比实验研究

翁兴媛<sup>1</sup>, 关智浩<sup>1</sup>, 高 野<sup>2</sup>, 周 南<sup>2</sup>, 胡志刚<sup>2</sup>

(1. 辽宁工程技术大学 矿业学院, 辽宁 阜新 123000; 2. 辽宁省地质矿产研究院有限责任公司, 沈阳 110032)

**摘 要:** 对吉林某金矿进行了重选、无毒浸出和浮选 3 种选矿工艺对比实验, 研究了磨矿细度、药剂用量、矿浆浓度等因素对选矿效率的影响。结果表明, 无毒浸出工艺回收率为 76.13%, 重选工艺基本无优先选别作用; 采用浮选工艺, 在磨矿细度为-0.074 mm 含量为 90.52%, 捕收剂异戊基黄药与丁铵黑药的药剂用量均为 60 g/t, 矿浆浓度为 45%, 活化剂硫酸铜用量为 400 g/t 条件下, 对金品位为 3.31 g/t 的原矿进行一粗一精二扫闭路实验, 最终获得品位为 42.34 g/t, 回收率为 86.76%的金精矿, 回收效果最好。

**关键词:** 金矿; 重选; 无毒浸出; 浮选; 回收率

**中图分类号:** TD923; TD953 **文献标识码:** A **文章编号:** 1004-0676(2021)01-0016-06

## Comparative experimental study on beneficiation technology of a gold mine in Jilin

WENG Xing-yuan<sup>1</sup>, GUAN Zhi-hao<sup>1</sup>, GAO Ye<sup>2</sup>, ZHOU Nan<sup>2</sup>, HU Zhi-gang<sup>2</sup>

(1. College of Mining, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, Liaoning, China;

2. Liaoning Institute of Geology and Mineral Resources, Shenyang 110032, China)

**Abstract:** Comparative experiments of gravity separation, non-toxic leaching and flotation were carried out for a gold mine in Jilin province, and the effects of grinding fineness, reagent dosage and pulp concentration on beneficiation efficiency were studied. The results showed that the recovery rate of non-toxic leaching process was only 76.13%, and that the gravity separation process has no preferential separation function. Under the conditions: -0.074 mm of grinding fineness with 90.52% content, 60 g/t dosage of both collector isoamyl xanthate and ammonium butyrate black agent, 45% of pulp concentration, 400 g/t dosage of activator copper sulfate, one roughing one refining two scavenging closed-circuit experiment was carried out on the raw ore with gold grade of 3.31 g/t, and the final gold concentrate was 42.34 g/t. The recovery rate of gold was 86.76%, and the recycling effect was the best.

**Key words:** gold ore; gravity separation; non-toxic leaching; flotation; rate of recovery

我国金矿资源储量丰富, 种类繁多, 金矿资源的有效开发利用对我国工业经济的发展有着深远的现实意义<sup>[1-3]</sup>。金矿石的选矿方法众多, 常用的选别方法有重选、浮选、氰化法等<sup>[4-7]</sup>。单一浮选流程适用于处理金粒较细、可浮性高的硫化物含金石英脉矿石及多金属含金硫化矿石和含碳高的金矿石<sup>[8-10]</sup>。

吉林某金矿结构构造复杂, 矿石中的金、黄铁矿粗细不等, 以浸染状构造嵌布于脉石矿物中。本

文采用重选、无毒浸出、浮选 3 种选矿方式探究适合该矿石的选矿工艺, 为建立选矿工艺提供参考。

## 1 实验

### 1.1 矿石性质

岩矿鉴定结果表明, 原矿中金属矿物主要为金、银、黄铁矿、少量磁铁矿, 非金属矿物主要为石英、

收稿日期: 2020-06-03

基金项目: 中国地质调查局地质调查项目“东北华北地区资源开发利用水平数据采集与审核”(XDEC-A20190334)

第一作者: 翁兴媛, 女, 副教授, 研究方向: 矿物功能材料, 矿产资源综合利用。E-mail: wengxingyuan2008@163.com

白云石、方解石、斜长石、绢云母等。对原矿进行破碎、混匀和缩分，分别制取选矿实验样品、原矿化验样品和备用样品。原矿化学多元素分析结果见表 1。

表 1 原矿化学多元素分析结果

Tab.1 Results of multi-element analysis of raw ore

|    |          |                  |           |        |          |
|----|----------|------------------|-----------|--------|----------|
| 成分 | Au       | SiO <sub>2</sub> | Ag        | Cu     | Pb       |
| 含量 | 3.31 g/t | 63.04%           | 1.10 g/t  | 0.001% | 0.001%   |
| 成分 | Zn       | Co               | Mo        | As     | W        |
| 含量 | 0.004%   | 0.001%           | 0.000056% | 0.098% | 0.00092% |

矿石中可回收的主要有价元素金，品位较低为 3.31 g/t。矿石中的银金矿及金银矿、黄铁矿以粗细不等的粒状，嵌布于脉石矿物中，形成浸染状构造。银金矿及金银矿以细粒(0.01~0.02 mm)浸染状分布于石英、长石裂隙中及黄铁矿颗粒间，他形，尖角粒状及圆角粒状，均质性，具擦痕。金银矿物的赋存形式以裂隙金为主，占金矿物总量的 75%，粒间金占 25%

1.2 试剂和设备

所用药剂主要有东北虎牌环保浸金试剂(广西地生金化工有限公司)、异戊基黄药、丁铵黑药、硫酸铜等，均为工业药剂。

实验所用设备包括 RK/PEF250×400 型颚式破碎机、RK/ZQM(BM)型球磨机、LY2100/1050 摇床、XFD 型挂槽浮选机、RK/XJT 充气多功能浸出搅拌机。样品中金的含量采用 AAS8510 原子吸收光谱仪分光光度计测定。

1.3 实验操作

1.3.1 重选

对原矿进行摇床重选实验，使金矿与黄铁矿得到一定程度富集，同时脱除一定的矿泥。实验流程如图 1 所示。

1.3.2 无毒浸出

用东北虎牌环保浸金试剂，替代传统剧毒氰化物，对原矿进行金浸出实验。确定磨矿细度为-0.074 mm 含量 92.06%、CaO 用量为 1500 g/t、浸金药剂用量为 4000 g/t、浸出时间为 26 h。流程见图 2。

1.3.3 浮选

对原矿进行浮选实验，确定磨矿细度为-0.074 mm 含量为 90.52%，捕收剂异戊基黄药与丁铵黑药的药剂用量均为 60 g/t，矿浆浓度为 45%，活化剂硫酸铜用量为 400 g/t 条件下，采用一段粗选，一段精选，二段扫选闭路实验回收金。

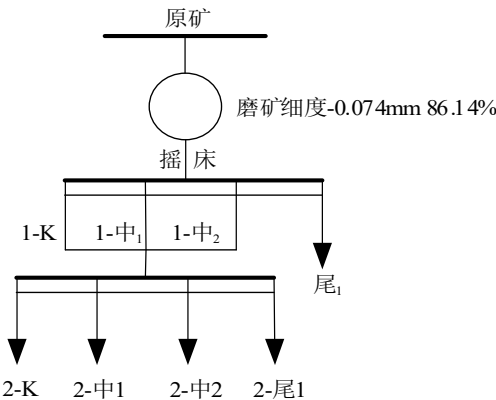


图 1 重选实验流程

Fig.1 Process flow chart of gravity separation

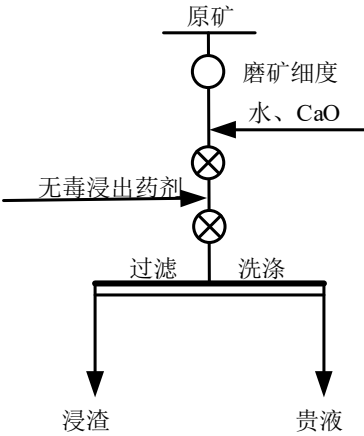


图 2 无毒浸出提金实验流程

Fig.2 Process flow chart of Non-toxic leaching of gold

2 结果与讨论

2.1 重选实验

按 1.3.1 的流程进行重选实验，结果列于表 2。

表 2 重选实验结果

Tab.2 Test results of gravity separation

| 产品名称  | 产率/%  | Au 品位/(g/t) | Au 回收率/% |
|-------|-------|-------------|----------|
| 2-K   | 3.22  | 25.78       | 25.08    |
| 2-中 1 | 9.94  | 4.28        | 12.86    |
| 2-中 2 | 8.48  | 3.87        | 9.92     |
| 尾 1   | 70.16 | 2.31        | 48.97    |
| 2-尾 1 | 8.20  | 1.28        | 3.17     |
| 原矿    | 100   | 3.31        | 100      |

从表 2 可知, 金一定程度上富集于重矿物产品(2-K)中。但回收率只有 25.08%, 大部分细粒级金被冲入尾矿中, 少部分进入中矿。因此采用摇床重选流程不能够使金得到有效回收, 也不能起到预处理优先选别的作用。

## 2.2 无毒浸出提金实验

### 2.2.1 磨矿细度

按 1.3.2 的操作, 其他条件不变, 采用不同磨矿细度(-74  $\mu\text{m}$  占比)的矿样, 考察磨矿细度对金浸出率( $R$ )的影响, 结果如图 3 所示。

磨矿细度决定了金矿物从矿石中的解离程度或暴露程度。磨矿细度越细越有利于金矿物的浸出, 但磨矿细度的增加势必造成能源的大量消耗, 因此, 适当的磨矿细度对保证浸出效果和合理的生产成本十分重要。由图 3 可知, 随着磨矿细度的提高, 金浸出率逐渐提高。当磨矿细度为-0.074 mm 含量 92.06%时, 金的浸出率达到 73.72%, 随着磨矿细度进一步增大, 金的浸出率没有发生大的改变, 因此确定浸出实验磨矿细度为-0.074 mm 含量 92.06%。

### 2.2.2 CaO 用量

其他条件不变, 改变 CaO 用量, 考察其对金浸出率的影响, 结果如图 4 所示。

CaO 的主要作用是调整矿浆的 pH 值, 使矿浆呈碱性, 防止无毒浸出过程中药剂水解产生的药剂消耗。由图 4 可知, CaO 对金浸出率的影响较小, 只要保证矿浆 pH 值在 11~12 范围内, 即能完成对该金矿石的浸出, 确定 CaO 用量 1500 g/t。

### 2.2.3 浸出药剂用量

其他条件不变, 改变无毒浸出剂用量, 考察其对金浸出率的影响, 结果如图 5 所示。

无毒浸出药剂在溶液中的浓度对金的浸出速度有较大的影响。由图 5 可知, 随着无毒浸出药剂用量增加, 浸渣品位降低, 金的浸出率逐渐提高, 当无毒浸出药剂用量增加至 4000 g/t 时, 金的浸出率达到 76.13%, 继续增加无毒浸出药剂用量, 浸出率基本稳定, 确定无毒浸出药剂用量为 4000 g/t。

### 2.2.4 浸出时间

其他条件不变, 改变浸出时长, 考察其对金浸出率的影响, 结果如图 6 所示。

为保证矿石中金的充分浸出, 就需要足够且合理的浸出时间。由图 6 可知, 随着浸出时间增加, 金浸出率逐渐提高, 当浸出时间大于 26 h 后, 金的浸出率达到 76.13%, 此后延长浸出时间, 浸出率趋于稳定, 确定浸出时间为 26 h。

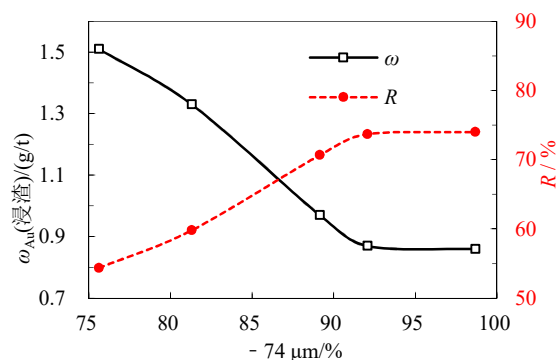


图 3 无毒浸出磨矿细度实验结果

Fig.3 Test results of Non - toxic leaching and grinding fineness

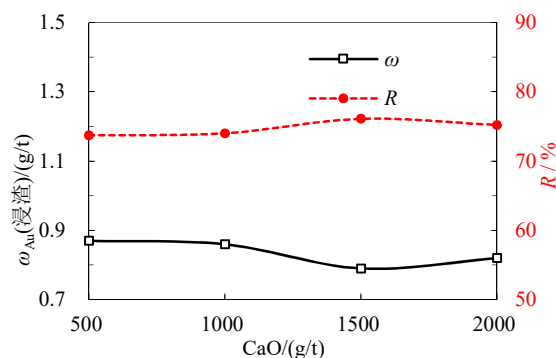


图 4 无毒浸出 CaO 用量实验结果

Fig.4 Test results of non-toxic leaching and dosage of CaO

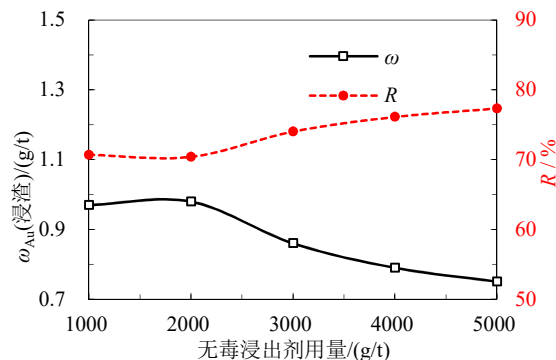


图 5 无毒浸出药剂用量实验结果

Fig.5 Test results of non-toxic leaching reagent dosage

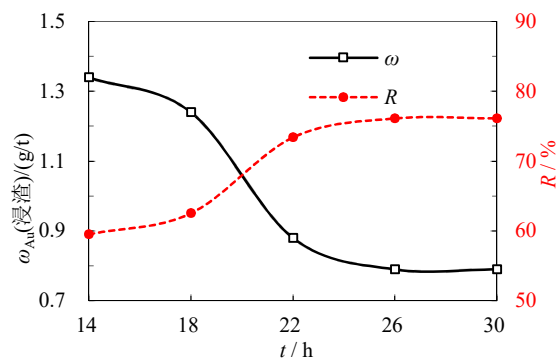


图 6 无毒浸出药剂浸出时间实验结果

Fig.6 Test results of non-toxic leaching time

### 2.2.5 常温常压碱性氧化预处理

实验所研究的原矿石为含金硫化矿石，金矿物嵌布粒度很细，含有害杂质毒砂。因此，该矿石采用单一的浸出方法难以获得理想的效果。原矿石直接浸出率很低，只有 76% 左右。为充分利用和回收矿石中的金，对原矿进行了超细磨和常温常压强化碱浸预氧化处理，然后进行无毒浸出，结果如图 7 所示。由图 7 可以看出，氧化预处理后的矿样浸出率只有少许提高，效果不明显。可以确定该矿石不适合采用浸出处理，后续采用浮选方法使原矿中金富集。

## 2.3 浮选实验

### 2.3.1 磨矿细度的影响

按 1.3.3 的操作进行开路浮选实验。首先采用不同磨矿细度(-74  $\mu\text{m}$  占比)的矿样，考察磨矿细度对扫选效果的影响，结果如图 8 所示。由图 8 可知，当磨矿细度-0.074 mm 含量由 38.84% 增加至 97.54% 时，浮选回收率逐渐增大，当磨矿细度为-0.074 mm 含量为 97.54% 时，回收率最高为 83.99%，当磨矿细度为-0.074 mm 含量为 90.52% 时，回收率达到 83.85% 左右，综合考虑确定最佳磨矿细度-0.074 mm 含量为 90.52%。

### 2.3.2 捕收剂种类的影响

磨矿细度实验结果表明，当磨矿细度-0.074 mm 含量为 90.52% 时，尾矿中金品位为 0.68 g/t 较高，主要原因是黄铁矿嵌布粒度较细，与脉石伴生紧密。按 1.3.3 的操作，采用不同种类的捕收剂进行浮选实验。考察不同浮选药剂对扫选效果的影响，结果如图 9 所示。药剂分子的协同作用可以获得更强的捕收力，达到更高的浮选回收率。由图 9 可知，随着药剂分子烃链的加长，药剂捕收力逐渐增强，表现在精矿的产率与回收率逐渐增大，尾矿品位逐渐降低。最终确定采用异戊基黄药与丁胺黑药的组合用药，能够取得回收率为 88.37% 的浮选粗精矿。

### 2.3.3 矿浆浓度的影响

较低的矿浆浓度能够降低矿浆的粘度，减少脉石矿物夹杂，减少对泡沫产品的污染，但过低的浓度又能造成粗精矿产量减少，不易形成较为稳定的泡沫层，因此矿浆浓度是决定选矿工艺流程的关键性指标。结果如图 10 所示。由图 10 可知，在矿浆浓度为 45% 时，浮选回收率达到 89.30%。因此确定最佳的浮选矿浆浓度为 45%。

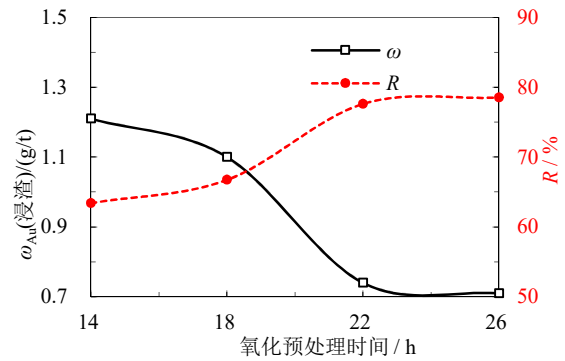


图7 氧化预处理实验结果

Fig.7 Test results of oxidation pretreatment

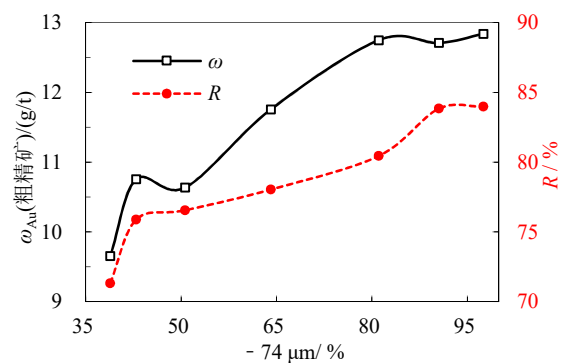


图8 浮选磨矿细度实验结果

Fig.8 Flotation test result of grinding fineness

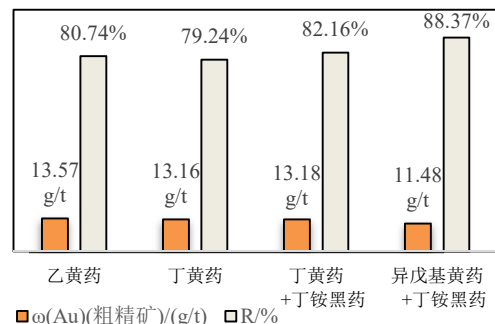


图9 捕收剂种类实验结果

Fig.9 Test results of collector type

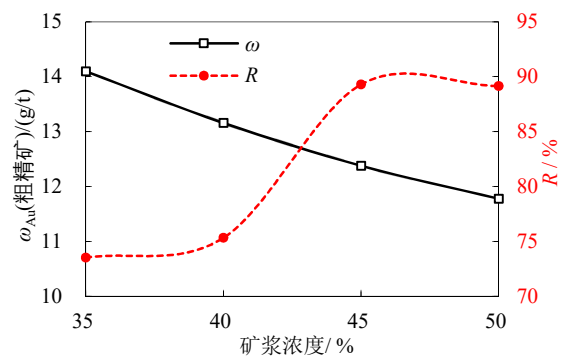


图10 矿浆浓度实验结果

Fig.10 Test results of pulp concentration

2.3.4 活化剂用量的影响

改变活化剂硫酸铜的用量，考察金精矿中金品位及回收率的变化，结果如图 11 所示。

由图 11 可知，随着活化剂用量增加，精矿产率和回收率变化不大，当活化剂用量达到 400 g/t 时，精矿中金的品位为 12.16 g/t，回收率达到 89.34%，而活化剂用量过大时，浮选矿浆粘度增加，活化剂用量为 400 g/t 较合适。

2.3.5 捕收剂用量的影响

改变捕收剂的用量，考察金精矿中金品位及回收率的变化，实验结果如表 3 所列。

由表 3 可知，随着捕收剂用量增加，浮选粗精矿产率逐渐增大，当用量为 60 g/t 时，回收率较高为 88.22%，因此确定捕收剂用量均为 60 g/t。

2.4 浮选闭路实验

原矿经过一段磨矿，硫酸铜进行活化，采用异戊基黄药和丁胺黑药组合用药对黄铁矿进行富集，通过条件实验最终确定，一段磨矿细度为-0.074 mm 含量 90.52%，活化剂硫酸铜用量为 400 g/t，捕收剂用量为 60 g/t，采用一段粗选，一段精选，二段扫选闭路实验，实验流程如图 12 所示，结果列于表 4。

由表 4 可知，闭路实验最终获得精矿金品位 42.34 g/t，回收率 86.76%，尾矿金品位 0.47 g/t，产品指标合格。

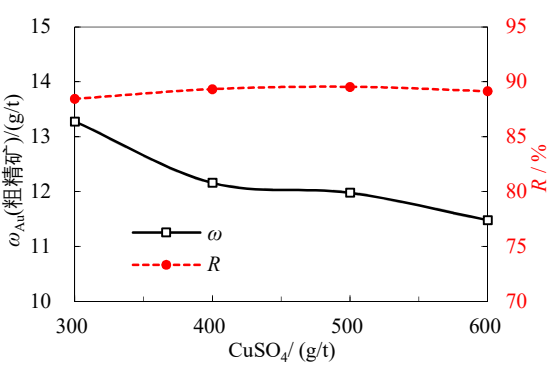


图 11 活化剂(硫酸铜)用量实验结果

Fig.11 Test results of activator (CuSO<sub>4</sub>) dosage

表 3 捕收剂用量实验结果

Tab.3 Test results of collector dosage

| 捕收剂用量/(g/t)          | 产品  | 产率/%  | Au 品位/(g/t) | Au 回收率/% |
|----------------------|-----|-------|-------------|----------|
| 异戊基黄药:<br>丁胺黑药=20:20 | 粗精矿 | 24.21 | 12.19       | 87.23    |
|                      | 尾矿  | 75.79 | 0.57        | 12.77    |
|                      | 原矿  | 100   | 3.38        | 100      |
| 异戊基黄药:<br>丁胺黑药=40:40 | 粗精矿 | 24.38 | 12.78       | 87.66    |
|                      | 尾矿  | 75.62 | 0.58        | 12.34    |
|                      | 原矿  | 100   | 3.55        | 100      |
| 异戊基黄药:<br>丁胺黑药=60:60 | 粗精矿 | 24.42 | 12.28       | 88.22    |
|                      | 尾矿  | 75.58 | 0.53        | 11.78    |
|                      | 原矿  | 100   | 3.40        | 100      |
| 异戊基黄药:<br>丁胺黑药=80:80 | 粗精矿 | 24.52 | 12.57       | 88.90    |
|                      | 尾矿  | 75.48 | 0.51        | 11.10    |
|                      | 原矿  | 100   | 3.47        | 100      |

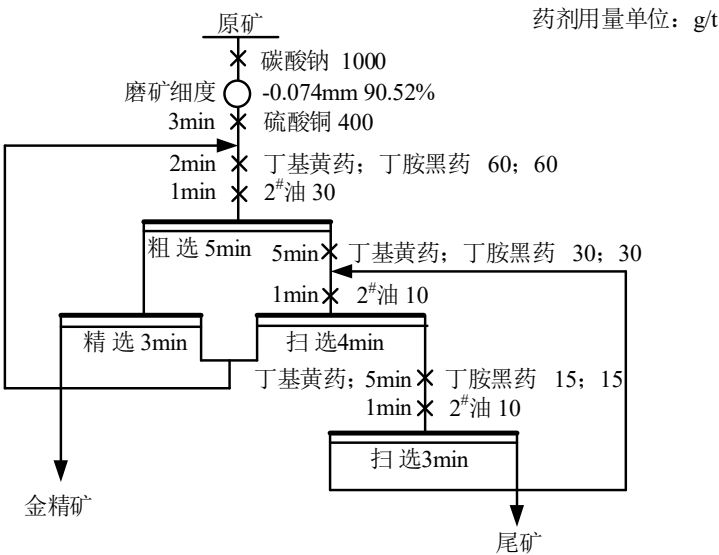


图 12 闭路实验流程

Fig.12 Process flow of closed circuit process test

表4 闭路实验结果

Tab.4 Test results of closed circuit process

| 产品  | 产率/%   | Au 品位/<br>(g/t) | Au 回收率/<br>% |
|-----|--------|-----------------|--------------|
| 金精矿 | 6.78   | 42.34           | 86.76        |
| 尾矿  | 93.22  | 0.47            | 13.24        |
| 原矿  | 100.00 | 3.31            | 100.00       |

### 3 结论

1) 吉林某金矿中有回收价值的矿物为金矿物，矿石中的金、黄铁矿以粗细不等的粒状，嵌布于脉石矿物中，形成浸染状构造。系统对比实验表明，原矿采用重选、无毒浸出都无法使金得到有效富集。其原因一是金主要伴生于细粒级浸染状构造的黄铁矿中；二是嵌布粒度较细的含砷矿物包裹住一定量的金，使浸出药剂很难与金接触。浮选工艺可以最大程度回收金，工艺指标较好，更适合作为该金矿的选矿工艺。

2) 在磨矿细度-0.074 mm 含量 90.52%，捕收剂异戊基黄药与丁铵黑药的组药剂用量均为 60 g/t，浮选浓度为 45%，活化剂硫酸铜用量为 400 g/t 采用一段粗选，一段精选，二段扫选闭路浮选流程，最终得到品位为 42.34 g/t，回收率为 86.76%的浮选精矿，确定了适宜的流程及药剂制度，实现该矿石中金的高效回收，可作为矿山评价及开发依据。

### 参考文献：

- [1] 马驰, 卞孝东, 王守敬, 等. 金矿石的工艺矿物学研究[J]. 黄金, 2011, 32(10): 47-51.  
MA C, BIAN X D, WANG S J, et al. Study on process mineralogy of gold ore[J]. Gold, 2011, 32(10): 47-51.
- [2] 梁远琴, 刘全军, 赵刘闯, 等. 贵州某低品位石英脉型金矿石选矿试验[J]. 金属矿山, 2017(5): 89-92.  
LIANG Y Q, LIU Q J, ZHAO L C, et al. Beneficiation experiment of a low-grade quartz vein type gold ore in Guizhou[J]. Metal Mine, 2017(5): 89-92.
- [3] 侯凯, 谢贤, 童雄, 等. 我国金矿床的工业类型及选矿研究方法[J]. 矿产综合利用, 2014(4): 9-15.  
HOU K, XIE X, TONG X, et al. Industrial types of gold deposits in my country and research methods of mineral processing[J]. Comprehensive Utilization of Minerals, 2014(4): 9-15.
- [4] 贾凤梅, 秦丽, 陈曦. 内蒙某金矿选矿工艺流程试验研究[J]. 矿产综合利用, 2017(2): 31-34.  
JIA F M, QIN L, CHEN X. Experimental research on mineral processing process of a gold mine in Inner Mongolia[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2017(2): 31-34.
- [5] 潘祖鸿, 皇甫明柱, 韩永群. 贵州某低品位金矿选矿试验[J]. 现代矿业, 2017(5): 141-144.  
PAN Z H, HUANG F M Z, HAN Y Q. Beneficiation experiment of a low-grade gold mine in Guizhou[J]. Modern Mining, 2017(5): 141-144.
- [6] 胡熙庚. 有色金属硫化矿选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1987: 1-2.  
HU X G. Non-ferrous metal sulfide ore dressing[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1987: 1-2
- [7] 韩宪景. 对细粒难选金、银的综合利用研究[J]. 矿产综合利用, 1986(3): 20-23.  
HAN X J. Study on comprehensive utilization of difficult selection of gold and silver in fine particles[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 1986(3): 20-23
- [8] 武培勇, 石先祥. BJ-306 提高伴生金银回收率的工业应用研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2007(2): 45-47.  
WU P Y, SHI X X. Research on industrial application of improving the recoveries of associated gold and silver by BJ-306[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2007(2): 45-47.
- [9] 宋宝旭, 邱显扬, 胡真, 等. 某金铁氧化矿中矿泥对氰化浸出影响的研究[J]. 贵金属, 2017, 38(1): 53-59.  
SONG B X, QIU X Y, HU Z, et al. Study on influence of clay minerals in a gold-iron oxides ore on gold cyanidation[J]. Precious Metals, 2017, 38(1): 53-59.
- [10] 李卫, 焦芬, 王旭, 等. 赞比亚某金矿选矿工艺试验研究[J]. 贵金属, 2019, 40(1): 30-36.  
LI W, JIAO F, WANG X, et al. Experimental study on mineral processing technology for a gold ore from Zambia[J]. Precious Metals, 2019, 40(1): 30-36.