

# 内蒙某金矿选矿工艺流程试验研究

贾凤梅, 秦丽, 陈曦

(内蒙古矿产实验研究所, 内蒙古 呼和浩特 010031)

**摘要:** 某金矿试样由原生矿和氧化矿混合配矿, 采用浮选-浮选尾矿浸出联合工艺回收目的矿物金。浮选作业通过条件试验的优化, 确定最佳工艺流程为一次粗选、四次精选、二次扫选, 获得金品位 48.85 g/t、回收率 53.57% 的金精矿; 浮选尾矿再磨后采用低毒浸金剂、氰化钠进行了浸出对比试验, 前者金的浸出率 31.66% 左右, 略低于后者。综合试验表明, 采用联合工艺可以获得较为理想的技术指标, 金总回收率 85.23%。

**关键词:** 金矿石; 浮选; 浸出

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2017.02.008

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532(2017)02-0031-04

内蒙某金矿试样由原生矿和氧化矿混合配矿, 入选品位 Au 2.03 g/t。矿石中主要有有益元素为金、银, 伴生元素铜、铅、锌、硫、铁含量低, 均未达到综合评价的一般指标要求, 矿石中含砷约 0.84%, 对金、银的回收产生不利影响。

针对混合金矿矿石性质, 通常采用浮选、重选、浸出等联合工艺流程。重选法可以有效回收颗粒金, 浮选法可以有效回收细粒、微细粒金, 浸出法可

以有效浸出裸露或单体解离金。经试验研究及方案比对, 采用浮选-浮选尾矿浸出联合工艺流程回收金, 可获得较理想的选矿技术指标, 金的总回收率达 85% 以上。

## 1 原矿性质

### 1.1 化学成分

矿石主要化学成分分析结果见表 1。

表 1 原矿多元素分析结果/%

Table 1 Multi-element analysis results of the run-of-mine ore

Au*	Ag*	Cu	Pb	Zn	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TFe	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	Sb*	As	S	C 总
2.03	2.11	0.0048	0.0032	0.011	64.36	12.02	2.05	4.47	3.72	0.71	2.86	2.35	0.84	0.76	1.12

\* 单位为 g/t。

### 1.2 矿物成分及嵌布特征

该矿石以细粒、微细粒嵌布为主。金属矿物主要有黄铁矿、褐铁矿、毒砂、自然金、闪锌矿、方铅矿。脉石矿物主要有石英、绢(白)云母、碳质、碳酸盐。

矿石中褐铁矿交代黄铁矿呈其假象粒状, 黄铁矿呈星散状分布在脉石中; 自然金呈细微包裹体形式分布在褐铁矿中; 毒砂呈自形-半自形晶粒状分布。金属矿物呈星点状、斑点集合体状分布在碎裂化铁质化硅化绢云石英千枚岩、碎裂化铁质化硅化

粉砂质板岩中。

### 1.3 粒度筛分分析

为了解矿物颗粒的粒度分布特性及矿物金的分布情况, 取一定量矿样对其进行粒度筛析, 试验结果见表 2。

粒度筛析试验表明, 金主要分布在中粒级中, 分布率约占 70%; 其次分布在细粒级中, 金分布率约占 28%。初步分析, 矿物单体较易于解离, 有利于经济合理地回收金矿物。

收稿日期: 2016-01-07; 改回日期: 2016-01-11

作者简介: 贾凤梅(1977-), 女, 硕士研究生, 副高级工程师, 主要从事选矿试验研究、矿山开发等工作。

表 2 原矿筛分分析结果

Table 2 Sieve analysis results of the run-of-mine ore

粒度/mm	产率/%	品位/(g · t <sup>-1</sup> )	分布率/%
+0.45	45.98	1.78	38.61
-0.45+0.2	21.70	1.92	19.65
-0.2+0.154	7.94	2.22	8.31
-0.154+0.105	5.37	2.02	5.12
-0.105+0.074	1.78	2.01	1.69
-0.074+0.045	9.62	2.57	11.66
-0.045	7.61	4.17	14.96
总计	100.00	2.12	100.00

## 2 选矿试验

针对该混合金矿矿物组成、结构构造及多项分析,采用重选-浮选、重选-浸出、浮选-浸出三种联合工艺进行试验比选,金总回收率分别约为 73%、81%、84%。依据试验结果,选取浮选-浸出联合工艺较为适宜。为了进一步确定浮选、浸出作业的工艺参数、药剂制度和较佳工艺条件,分别进行了详细的条件试验。

### 2.1 浮选试验

浮选作业主要考察了磨矿细度、调整剂用量、捕收剂种类及用量影响因素,通过大量条件试验,并以金的回收率为选择依据,最终确定了最佳的浮选工艺参数:即磨矿细度-0.074 mm 70%、调整剂(碳酸钠+水玻璃)用量为(2500+3000) g/t、捕收剂 Y-89 用量 200 g/t。

#### 2.1.1 综合开路试验

在条件试验的基础上,对精选、扫选时间和次数均进行了考察。综合分析,采用一粗四精二扫的工艺流程进行综合开路试验,试验流程见图 1,试验结果见表 3。

表 3 开路试验结果

Table 3 Open-circuit test results

产品名称	产率/%	品位 Au/(g · t <sup>-1</sup> )	回收率/%
金精矿	0.73	53.34	19.19
中矿 1	0.30	26.35	3.90
中矿 2	0.95	13.64	6.39
中矿 3	2.67	5.10	6.71
中矿 4	6.65	2.46	8.06
中矿 5	4.05	3.42	6.83
中矿 6	3.08	3.89	5.91
尾矿	81.57	1.03	43.01
原矿	100.00	2.03	100.00

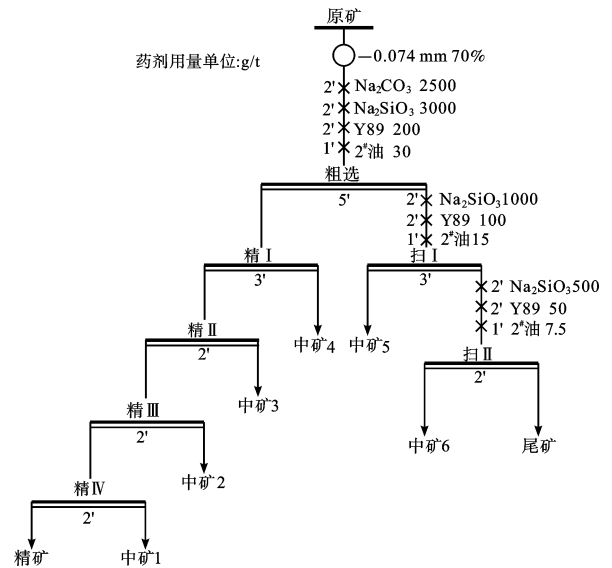


图 1 开路试验流程

Fig. 1 Open-circuit test process

### 2.1.2 闭路试验

在条件试验和综合开路试验的基础上进行闭路试验,中矿均顺序返回,试验结果见表 4。

表 4 闭路试验结果

Table 4 Closed-circuit test results

产品名称	产率/%	品位/(g · t <sup>-1</sup> )		回收率/%	
		Au	Ag	Au	Ag
精矿	2.33	48.85	30.16	53.57	42.00
尾矿	97.67	1.01	2.06	46.43	58.00
原矿	100.00	2.12	2.71	100.00	100.00

闭路试验表明,在适宜的流程和条件下,获得了金精矿品位 48.85 g/t、金回收率 53.57% 的较好指标。

### 2.2 浮选尾矿浸出试验

针对浮选尾矿的浸出作业主要考察再磨细度、矿浆浓度、浸出药剂种类及用量、浸出时间等影响因素,重点考察浸出药剂种类对试验指标的影响。通过大量条件试验,并以金的浸出率为选择依据,最终确定了最佳的尾矿浸出工艺参数:再磨细度-0.074 mm 90%、矿浆浓度 35%、浸出时间 24 h。

本作业需要指出的是:在其它条件相同情况下,采用低毒浸金剂,金的作业浸出率 69.20%、银 53.06%;采用氰化钠,金的作业浸出率 71.28%、银 56.28%。工艺流程见图 2,试验结果见表 5。

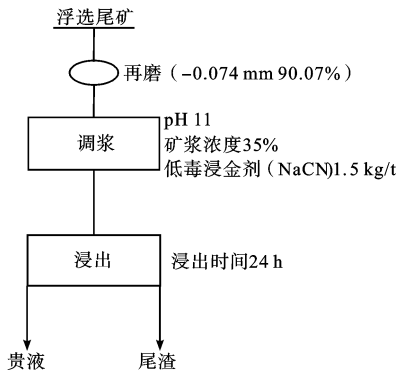


图 2 浸出试验流程

Fig. 2 Leaching test process

表 5 浸出试验结果

Table 5 Leaching test results

条件	产品名称	产品产量 (*)	品位 (**)	作业浸出率 /%
氰化钠	含金贵液	1114	0.389	71.28
	尾渣	600	0.288	28.72
	原矿	600	1.01	100.00
低毒浸金剂	含金贵液	1114	0.371	68.20
	尾渣	600	0.321	31.80
	原矿	600	1.01	100.00

注: \* 产量单位为含金贵液单位为 mL, 尾渣、原矿为 g。 \*

\* 金品位单位为含金贵液为 mg/L, 尾渣、原矿为 g/t。

### 2.3 浮选-浸出联合工艺

根据选矿条件试验结果, 最终推荐浮选-浮选尾矿再磨浸出工艺流程, 推荐工艺流程见图 3, 试验指标见表 6。

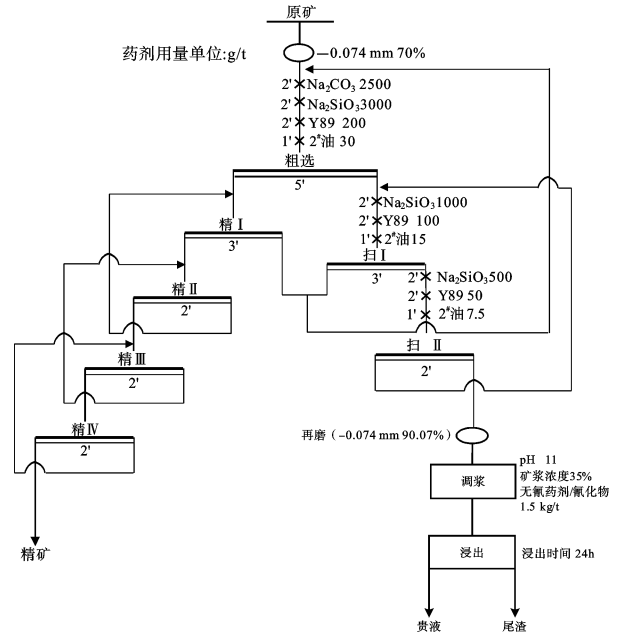


图 3 推荐工艺流程

Fig. 3 The recommended process

表 6 最终推荐工艺流程试验指标

Table 6 Finally recommended process test index

流程	产品名称	产率/%	品位 Au/(g · t <sup>-1</sup> )	回收率 Au/%
浮选	金精矿	2.33	48.85	53.57
	尾矿	97.67	1.01	46.43
	原矿	100.00	2.12	100.00
浮选尾矿再磨浸出	浮选尾矿品位 / (g · t <sup>-1</sup> )	尾渣品位 / (g · t <sup>-1</sup> )	浮选尾矿浸出率/%	
			对作业	对原矿
	1.01	0.288	71.28	33.10(氰化钠)
		0.312	68.20	31.66(低毒浸金剂)
浮选-浮选尾矿浸出联合流程		总回收率: 86.67%/85.23%		

## 3 结 论

(1) 针对原矿性质, 采用重选-浮选、重选-浸出、浮选-浸出三种联合工艺进行试验比选, 最终推荐采用浮选-浮选尾矿浸出联合工艺流程。

(2) 在磨矿细度-0.074 mm 70%、调整剂(碳酸钠+水玻璃)(2500+3000) g/t、捕收剂 Y-89 200 g/t 的条件下进行浮选; 浮选尾矿再磨细度-0.074 mm 90%、矿浆浓度 35%、浸出时间 24 h、浸金剂 1.5

kg/t 的条件下进行浸出; 金的总回收率达到 85% 以上, 获得了较理想的技术指标。

(3) 尾矿浸出作业采用氰化钠和低毒浸金剂进行了对比试验, 金的浸出率分别为 33.10%、31.66%, 采用后者的浸出率略低于前者。但后者低毒、环保, 在选矿剂操作上更安全、方便, 为现场提供了一种经济合理、行之有效的选矿工艺。

### 参考文献:

[1] 张泾生. 现代选矿技术手册-浮选与化学选矿[M]. 北

- 京:冶金工业出版社,2011.
- [2]朱玉霜,朱建光.浮选药剂的化学原理(修订版)[M].长沙:中南工业大学出版社,1996.
- [3]陈留红,张贺.贵州某金矿石选矿试验研究[J].有色矿冶,2002(8):23-25.
- [4]吕超飞,党晓娥,等.环保型“金蝉”浸出剂处理金精矿的试验研究[J].黄金,2014(5):15-18.
- [5]张成强,李洪潮.某低品位原生金矿选矿试验研究[J].中国矿业,2010(11):89-91.

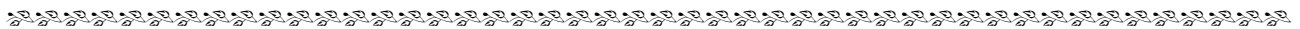
## Experimental Study on Mineral Processing Technology for a Gold Ore in Inner Mongolia

Jia Fengmei, Qing Li, Cheng Xi

(Inner Mongolia Experiment Research Institute of Geology and Resources, Huhhot, Inner Mongolia, China)

**Abstract:** A gold ore sample is composed of primary ore and oxidized ore, using of joint technology of flotation-leaching recover gold mineral. By optimizing the conditions for testing the flotation operation, the best process of one roughing, four cleaning and two scavenging was determined. Finally, the gold concentrate with the gold grade of 48.85 g/t and recovery of 53.57% was obtained. Contrast test was carried on the flotation tailings by using low toxicity gold leaching agent and sodium cyanide. The leaching rate is about 31.66% by using the low toxicity, slightly lower than sodium cyanide. Comprehensive tests show that the combined process can get ideal technical indicators. The total gold recovery is 85.23%.

**Keywords:** Gold ore; Flotation; Leaching



(上接 26 页)

- [4]尹擎.基于电化学噪声的腐蚀监测技术的研究[D].哈尔滨:哈尔滨工程大学,2013.
- [5]李春岭.7075 铝合金应力腐蚀开裂机理研究[D].镇江:江苏科技大学,2014.
- [6]张付特.有机-无机杂化光伏电池中的界面效应及调控研究[D].苏州:苏州大学,2013.
- [7]何名飞.滇东南含锡难处理铅锌矿选矿关键技术研究[D].长沙:中南大学,2012.
- [8]周艳伟,范丽,杨卫身,等.活性炭纤维电极上苋菜红的恒电位电化学脱色[J].化工学报,2006(10):2420-2427.
- [9]李明芳.铂电极上氧还原机理与动力学的研究[D].合肥:中国科学技术大学,2011.
- [10]李雅卓.基于伏安型两电极体系的新型检测仪器研究[D].杭州:浙江大学,2013.
- [11]饶睦敏.锂电池纳米硫正极与凝胶聚合物电解质的研究[D].广州:华南理工大学,2012.
- [12]谢苹.硫酸盐有机废水脱硫处理的研究[D].郑州:河南工业大学,2012.

## Study on the Electrochemical Oxidization of Sulfide of Alkaline Solution

Zhang Hailing, Jia Ruiqiang, Shang Mengshi

(Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan, China)

**Abstract:** Sodium sulfide is widely used in mineral processing, which is not only the vulcanizing agent for the some metal oxide ore, but also the inhibitor for sulfide mineral flotation. In this paper, the REDOX reaction process of sodium sulphide was studied under the condition of alkaline by electrochemical method on Pt electrode. Results show that there is neither sulfurous acid in the solution of sulfuric acid root ion nor sulfur generation ion also its reaction, but sulfuric acid root ion in the solution.

**Keywords:** Sodium sulfide; Electrochemical; Sulfur; Sulfate ion