

某含金矿石可选性试验研究

涂友兵 陈建福 吴为荣

江西三和金业有限公司, 江西 上饶 334213

[摘要]江西省难处理黄金资源综合利用工程技术研究中心对某矿山提供的矿石样进行选冶工艺试验, 其目的是为该矿下一步选用的选冶工艺流程提供可靠的技术依据。试样由委托方自行采集, 具有代表性。根据试样基本性质, 拟开展直接氰化浸出试验及浮选试验。原矿样经粗碎、中细碎、混匀、缩分后取样分析, 金品位 Au:5.23g/t。根据本次实验总负责人的指示, 分别开展了直接氰化浸出、硫化矿浮选等探索性工艺实验。金品位 5.23g/t, 硫品位为 1.47%。开展可磨性试验、常规氰化浸出试验, 直浸回收率最终可达 82.98%。采用常规浮选工艺流程, 开展不同磨矿细度、开路、闭路浮选条件试验, 最终获得金品位为 49.15g/t、硫品位为 11.07%的浮选精矿, 金回收率 90.90%, 硫回收率 87.91%。

[关键词]金矿石; 可磨性; 氰化浸出; 浮选

DOI: 10.33142/ec.v3i9.2521

中图分类号: TD95

文献标识码: A

Experimental Study on the Washability of A Gold-bearing Ore

TU Youbing, CHEN Jianfu, WU Weirong

Jiangxi Sanhe Gold Industry Co., Ltd., Shangrao, Jiangxi, 334213, China

Abstract: The Jiangxi Province Refractory Gold Resources Comprehensive Utilization Engineering Technology Research Center conducted a beneficiation and metallurgical process test on an ore sample provided by a mine. The purpose is to provide a reliable technical basis for the next selection of the beneficiation and metallurgy process for the mine. The samples are collected by the client and are representative. According to the basic properties of the samples, direct cyanide leaching test and flotation test are planned to be carried out. After coarse crushing, medium fine crushing, mixing and shrinkage, the raw ore sample is analyzed. The gold grade is Au:5.23g/t. According to the instructions of the general manager of the experiment, exploratory technological experiments such as direct cyanide leaching and sulfide ore flotation were carried out. The gold grade is 5.23g/t and the sulfur grade is 1.47%. Through grindability test and conventional cyanidation leaching test, the recovery rate of direct leaching can reach 82.98%. The conventional flotation process is adopted to carry out tests of different grinding fineness, open circuit and closed circuit flotation conditions. Finally, a flotation concentrate with gold grade of 49.15g/t and sulfur grade of 11.07% was obtained. The gold recovery rate was 90.90%, and the sulfur recovery rate was 87.91%.

Keywords: gold ore; grindability; cyanidation leaching; flotation

引言

某金矿石金品位 5.23g/t, 矿物组成简单, 目的矿物单一, 仅自然金一种。金属矿物以黄铁矿为主, 脉石矿物主要为石英、绢云母, 为确定该金矿合适的选矿工艺流程, 为企业创造最大的经济效益, 分别采用氰化法、浮选法进行选矿试验研究。

1 矿石性质

金的赋存状态简单, 主要形成金的独立矿物-自然金, 金矿物在硫化矿物的脉石中均有产出, 金矿物嵌布粒度以细微粒为主。金矿物主要产于以黄铁矿为主的金属硫化物。原矿化学成分分析结果见表 1。

表 1 原矿化学成分分析结果

元素	Au	Ag	As	Fe	S
$\omega/\%$	5.23	15.29	0.11	7.99	1.47

* $\omega(\text{Au}) / (\text{g} \cdot \text{t}^{-1})$ 。

2 实验矿样的采取、制备及试验结果与讨论

2.1 实验采取与制备

此次试验样品的采取及样品的代表性均由委托方负责，样品总重为：35kg，试验样品到达接收的时间为 2018 年 6 月 21 日。矿样呈块状、细粒状、粉末状，将收到的所有矿样经粗碎、中细碎后混匀缩分，按样品缩分法采取了 15 个有代表性的样品，每个样品按每袋 1.10kg 重量装袋，以备下一步试验用。

将 15 个样品分四个程序做试验：

(1) 试验样品多元素分析；

(2) 对矿样进行磨矿细度试验，观察不同时间（25、28、30、35、40 分钟）磨矿细度-200 目含量情况，以确定试样浮选时的较为合理的磨矿时间；

(3) 将矿样细磨后（两组不同细度）进行直接浸出试验；

(4) 浮选进行开路 and 闭路试验。

2.2 可磨性试验

采用实验室 XMQ Φ 240 \times 90 型锥形球磨机进行可磨性试验，分别取该金矿石及江西金山金矿原矿石开展对比试验。磨矿浓度控制 66.67%，磨矿细度试验数据结果见表 2。

表 2 磨矿细度试验结果

磨矿时间 (min)		25	28	30	35	40	45	50
-200 目含量 (%)	该金矿	57.50	59.20	62.70	71.80	85.20	94.58	95.25
	金山样	72.20	76.94	82.51	88.83	95.42	96.35	95.76

在一定范围内，磨矿时间越长，磨矿细度越好，超过一定时间后，磨矿细度变化不大。考虑到磨矿生产成本以及浮选试验细度因素，建议不超过 90%。通过金山样与本试样的磨矿时间与细度曲线图对比可以看出，在相同的磨矿时间，金山样的磨矿细度较高。本试样的相对可磨度较低。

2.3 不同细度直浸试验

将四组不同磨矿细度的矿样置于浸出槽内作直接浸出实验，试验条件见表 3，试验结果见表 4。

表 3 浸出试验条件

编号	磨矿细度 (-200 目) /%	浸出浓度/%	CaO 加入量/kg \cdot t ⁻¹	碱浸时间/h	NaCN 加入量/kg \cdot t ⁻¹	浸出时间/h
1#	62.10	20.00	15.00	8	20.00	64
2#	75.62	20.00	15.00	8	20.00	64
3#	85.59	20.00	15.00	8	20.00	64
4#	95.32	20.00	15.00	8	20.00	64

*结束时溶液中氰根浓度均大于 0.50%，游离氧化钙浓度均大于 0.28%。

表 4 不同磨矿细度浸出试验结果

编号	NaCN 耗量/kg \cdot t ⁻¹	浸渣品位/g \cdot t ⁻¹	浸出率/%	贵液品位/mg \cdot L ⁻¹	反推原品位/g \cdot t ⁻¹
1#	5.23	1.51	71.13	0.95	5.31
2#	5.23	1.20	77.06	1.02	5.28
3#	5.23	0.92	82.98	1.09	5.28
4#	5.23	0.93	82.22	1.07	5.21

通过不同磨矿细度直浸试验结果来看，在一定范围内磨矿细度越高，浸出率越高，综合考虑经济效益及磨矿成本，

磨矿细度 (-200 目) 达到 85%左右即可, 无需过高。

2.4 开路浮选试验

本次开路浮选采用一粗选、一扫选方案, 浮选流程如图 1, 试验结果见表 5。

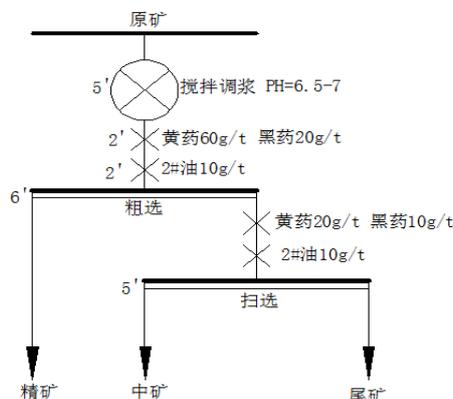


图 1 开路浮选试验流程图

表 5 开路浮选试验结果

磨矿细度 (-200 目)	产物	产率/%	Au 品位/g/t	Au 回收率/%	Fe 品位/%	Fe 回收率/%	S 品位/%	S 回收率/%
62.70%	精矿	9.46	41.75	75.47	13.31	16.19	9.10	49.50
	中矿	6.03	10.91	12.58	9.45	7.33	3.77	13.08
	尾矿	84.51	0.74	11.95	7.04	76.49	0.77	37.42
	原矿	100.00	5.23	100.00	7.78	100.00	1.74	100.00

通过开路浮选试验结果可基本判断, 该矿属于易浮矿, 经过一次粗选就能实现较高的精矿富集比, 金精矿品位 41.75g/t, 回收率达 75.47%。尾矿品位 0.74g/t, 后续开展闭路浮选试验增加扫选次数, 以降低尾矿品位。

2.5 闭路浮选试验

本次浮选试验采用一段粗选, 一段精选, 两段扫选, 扫选精矿与精选尾矿混合再选的类型闭路浮选流程, 浮选流程如图 2。本次试验共开展 6 组浮选试验。其中 4 组磨矿细度不同、药剂制度相同, 第五组磨矿细度、药剂制度均不同: 粗选时黄药用量改为 100g/t, 2#油改为 20g/t, 黑药用量不变; 一段扫选、二段扫选不添加黑药, 其余用量不变; 精选药剂用量不变。第六组磨矿细度不同, 药剂制度与第五组相同, 浮选结果见表 6, 磨矿细度与回收率曲线见图 3。

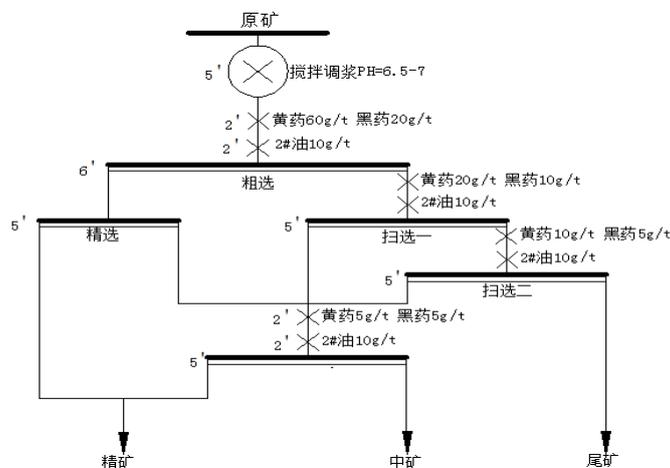


图 2 类闭路浮选流程图

表 6 闭路浮选试验结果

编号	磨矿细度 (-200 目) /%	产物	产率/%	Au 品位/g/t	Au 回收率/%	S 品位/%	S 回收率/%
1#	54.28	精矿	4.34	100.20	72.76	21.36	53.33
		中矿	2.47	12.43	5.13	3.84	5.45
		尾矿	93.19	1.42	22.12	0.77	41.22
		原矿	100.00	5.98	100.00	1.74	100.00
2#	57.01	精矿	5.49	86.29	79.80	22.38	62.35
		中矿	2.65	12.00	5.36	4.80	6.45
		尾矿	91.85	0.96	14.84	0.67	31.20
		原矿	100.00	5.94	100.00	0.67	100.00
3#	62.70	精矿	5.42	83.23	81.42	/	/
		中矿	10.09	5.09	9.27	/	/
		尾矿	84.49	0.61	9.31	/	/
		原矿	100.00	5.54	100.00	/	/
4#	71.80	精矿	8.18	59.78	85.66	/	/
		中矿	10.70	3.94	7.38	/	/
		尾矿	81.11	0.49	6.96	/	/
		原矿	100.00	5.71	100.00	/	/
5#	85.59	精矿	10.14	49.15	90.90	11.07	87.91
		中矿	16.35	1.21	3.60	0.00	0.00
		尾矿	73.51	0.41	5.50	0.21	12.09
		原矿	100.00	5.48	100.00	1.28	100.00
6#	90.32	精矿	10.77	51.26	91.53	11.70	87.35
		中矿	16.23	1.35	3.63	0.00	0.00
		尾矿	73.00	0.40	4.84	0.25	12.65
		原矿	100.00	6.03	100.00	1.35	100.00

通过闭路浮选可以看出：

(1) 磨矿细度越高，浮选效果越好，尾矿品位有效降低。在磨矿细度达到 71.80% 时，可得到 59.78g/t 的金精矿，回收率达 85.66%。

(2) 通过 5# 试验可以看出，进一步提高磨矿细度，并加大粗选捕收剂用量，提高精矿产率，适当降低精矿品位，回收率可达 90% 以上，浮选效果最佳。

(3) 5#、6# 试验对比来看，进一步提高磨矿细度，精矿回收率提高不大，故浮选磨矿细度 (-200 目) 达到 85% 左右即可，不宜过高。

3 试验结论与建议

(1) 该试样硬度较大，单体解离度较低，粒级嵌布不均匀，从直浸、浮选试验均可得出，该矿须细磨，才能有较好的选别指标。该矿砷铁硫含量较低，属于易浸矿，直接浸出率可达 82.98%。

(2) 该矿采用一段粗选，一段精选，两段扫选浮选工艺，尾矿品位可降至 0.4g/t，金矿回收率可达 90% 以上。

(3) 建议查清 -200 目 85% 条件下单体颗粒金比例并据此判断是否需在磨矿分级回路中增设重选工艺。推荐浮选工

艺流程见图 3。

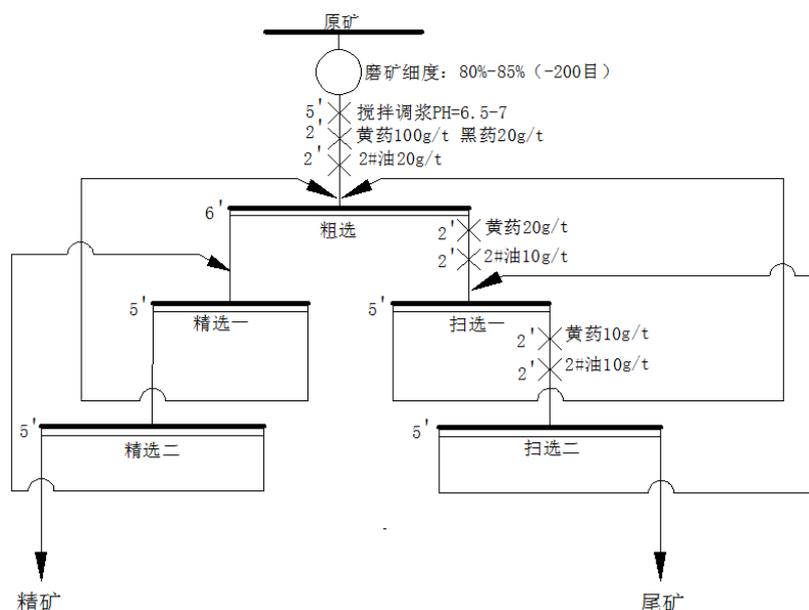


图 3 推荐浮选工艺流程图

[参考文献]

[1]许时. 矿石可选性研究[M]. 北京:冶金工业出版社,2007.

[2]谢广元. 选矿学[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2002.

[3]周源. 金银选矿与提取技术[M]. 北京:化学工业出版社,2011.

作者简介:涂友兵(1990.7-),男,内蒙古科技大学,矿物加工工程,江西三和金业有限公司综合技术部经理助理,助理工程师。