

某氰化尾矿回收金银试验研究^{*}

唐平宇¹, 刘明辉², 马会春¹

(1. 河北省地矿中心实验室, 河北 保定, 071051; 2. 河北省保定地质工程勘察院, 河北 保定, 071051)

摘要:对某氰化尾矿中金银等有价值元素进行了浮选回收试验研究。结果表明,以硫酸和硫酸铜为调整剂,丁基黄药和丁胺黑药为捕收剂,采用一次粗选一次扫选二次选精浮选流程,获得精矿金品位 12.71 g/t、回收率 87.82%,银品位 284.30 g/t、回收率 82.02% 的试验指标,为该尾矿的二次利用提供了可行的技术依据。

关键词:氰化尾矿;调整剂;浮选;金银回收

中图分类号:TD982;TD926.4 文献标识码:B 文章编号:1001-0076(2012)01-0047-03

Experimental Research on Recovering Gold and Silver from a Cyanide Tailing

TANG Ping-yu¹, LIU Ming-hui², MA Hui-chun¹

(1. Hebei Research Center for Geoanalysis, Baoding 071051, Hebei, China; 2. Baoding Institute of Geological Engineering and Exploration of Hebei Province, Baoding 071051, Hebei, China)

Abstract: Flotation tests were carried out to recycle gold and silver from a cyanide tailings. The results showed that gold concentrate of Au 12.71 g/t with the recovery of 87.82% and silver concentrate of Ag 284.30 g/t with a recovery of 82.02% were obtained when using the flotation process of once roughing, once scavenging and twain cleaning, and using sulfuric acid and copper sulfate as regulator, butyl xanthate and ammonium-butyl aerofloat as collector. The tests provided a feasible technology basis for comprehensive utilization the tailing.

Key words: cyanide tailing; regulator; flotation; recovery of gold and silver

某金矿全泥氰化厂 1993 年建成投产,由于矿石中部分超细微粒金被黄铁矿包裹,即使磨矿细度为 -0.074 mm 占 93%,仍然难于被浸出,损失于尾矿中的金品位仍达 1.67 g/t,同时尾矿中还含有 40 g/t 的银矿物。为了回收尾矿中的金银,经探索性试验,采用浮选工艺回收得到解决。

1 试样性质

试样中金属矿物以黄铁矿、褐铁矿为主,其次为黄铜矿、闪锌矿、方铅矿、毒砂、铅矾、磁铁矿等;非金属矿物以石英、白云石为主,少量云母、滑石、高岭石等。尾矿中黄铁矿等硫化矿物表面有一定程度的氧

化,自然金为超细粒金,被黄铁矿和毒砂所包裹。银主要赋存于黄铁矿裂隙或被其包裹,呈微细粒不均匀分布,以辉银矿、硫砷银矿、硫锑银矿等形式产出。试样多元素分析结果见表 1,粒度分析结果见表 2。

表 1 试样多元素分析结果 %

成分	Au	Ag	S	As	Cu	Pb	Zn
含量	1.67	40	7.62	0.70	0.052	0.22	0.024
成分	Sb	C	CaO	TFe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO
含量	0.055	6.64	16.02	13.73	32.69	1.83	11.30

注: Au、Ag 含量单位为 g/t。

从表 2 可以看出,该试样粒度较细, +74 μm 粒

^{*} 收稿日期: 2011-08-08; 修回日期: 2011-10-21

作者简介: 唐平宇(1967-), 男, 河北省迁安市人, 选矿高级工程师, 长期从事选冶试验研究工作。

级含量仅为 9.16%，-43 μm 粒级含量高达 78.87%。金银矿物主要赋存于细粒级中，其中 -25 μm 粒级中金银分布率都占到 50% 以上，大量矿泥的存在对金银回收造成一定的难度。

表 2 试样粒度分析

粒级 / μm	产率 /%	品位/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$		占有率/%	
		Au	Ag	Au	Ag
+74	9.16	0.77	13.50	4.22	3.09
-74 +43	21.97	1.04	34.00	13.68	18.68
-43 +25	23.60	1.42	36.60	22.62	24.34
-25	45.27	2.35	51.00	59.48	53.89
合计	100.00	1.67	40.00	100.00	100.00

2 试验结果与讨论

由于氰化过程中加入石灰和氰化物，尾矿处理加入漂白粉，尾矿中残留着大量的碱和盐类。这些因素一是使矿物表面的物理化学性质发生改变，二是严重抑制了黄铁矿等硫化矿物的可浮性，三是增加了浮选药剂的消耗，从而增加了浮选分离的难度。根据试样性质和探索性试验研究，重选或预先脱泥—浮选工艺，造成金银再次损失于尾矿中，金银回收率不高，而采用不再磨直接浮选工艺取得了较为理想的技术指标。

2.1 调整剂试验

2.1.1 调整剂选择试验

为消除尾矿中有害成分和矿粒表面氧化的影响，浮选调整剂的选择十分重要，为此首先进行了调整剂选择试验。调整剂种类对比试验流程见图 1，试验结果见表 3。

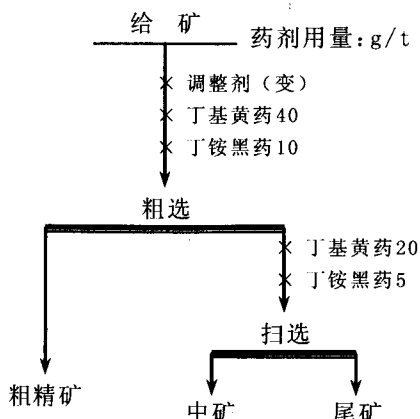


图 1 调整剂种类对比试验流程

表 3 调整剂对比试验结果

调整剂种类及 用量/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	产品名称	产率/%	金品位 / $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	金回收率 /%
硫酸 2000 硫酸铜 50	粗精矿	17.47	8.09	83.63
	中矿	3.82	2.71	6.12
	尾矿	78.71	0.22	10.25
	给矿	100.00	1.69	100.00
硫酸 2000 草酸 100	粗精矿	16.83	7.93	80.40
	中矿	3.76	2.53	5.73
	尾矿	79.41	0.29	13.87
	给矿	100.00	1.66	100.00
碳酸钠 600 硫酸铜 50	粗精矿	14.54	8.23	72.09
	中矿	4.10	2.97	7.33
	尾矿	81.36	0.42	20.58
	给矿	100.00	1.66	100.00
碳酸钠 600 硫酸铵 50	粗精矿	14.27	8.09	69.13
	中矿	5.69	2.87	9.78
	尾矿	80.04	0.44	21.09
	给矿	100.00	1.67	100.00

从表 3 试验结果看出，该氰化尾矿在酸性介质中浮选效果好，与用碳酸钠相比较，金的回收率可提高 10% 左右；硫酸铜的活化效果好于草酸和硫酸铵。因此，试验确定采用硫酸和硫酸铜组合作为浮选调整剂。

2.1.2 硫酸用量试验

在硫酸铜 50 g/t 、丁基黄药 40 g/t 、丁胺黑药 10 g/t 用量条件下，考察了硫酸用量对浮选金粗精矿指标的影响，试验流程见图 1，试验结果见图 2。

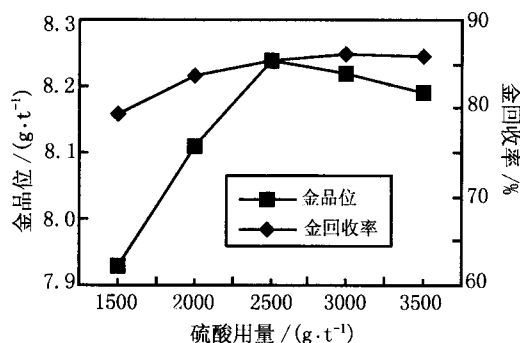


图 2 硫酸用量试验结果

从图 2 试验结果可知，随着硫酸用量增加，粗精矿中金的品位和回收率均呈升高趋势，当用量增加至 2 500 g/t 后，回收率提高幅度较小，金品位反而略有下降，因此，确定粗选硫酸用量为 2 500 g/t ，此时 pH 值为 6.5。

2.1.3 硫酸铜用量试验

在硫酸用量为2 500 g/t、pH=6.5、丁基黄药40 g/t、丁胺黑药10 g/t条件下,对硫酸铜用量进行了试验,试验流程见图1,试验结果见图3。

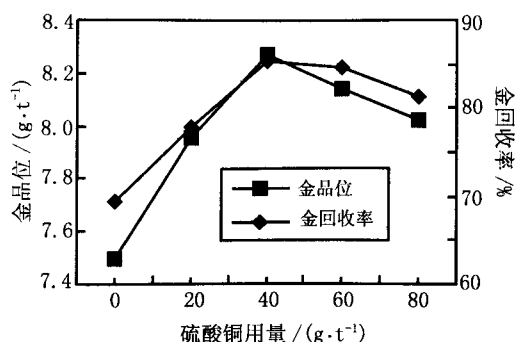


图3 硫酸铜用量试验结果

从图3试验结果看到,不添加硫酸铜,粗精矿中金品位较低,回收率不到70%。硫酸铜用量40 g/t时浮选指标最好,继续增加硫酸铜用量,金品位和回收率都呈下降趋势,且浮选泡沫发脆,酸性矿浆中用量不宜过多,硫酸铜用量宜控制在40 g/t以下。

2.2 粗选捕收剂用量试验

对多种捕收剂进行了筛选探索性试验发现,使用丁基黄药并辅以少量丁胺黑药(10 g/t),即可获得较好的效果,丁基黄药用量试验结果见图4。

图4试验结果表明,随着丁基黄药用量增加,粗精矿金的回收率明显增加,但金品位有所下降,综合考虑,确定丁基黄药用量为40 g/t。

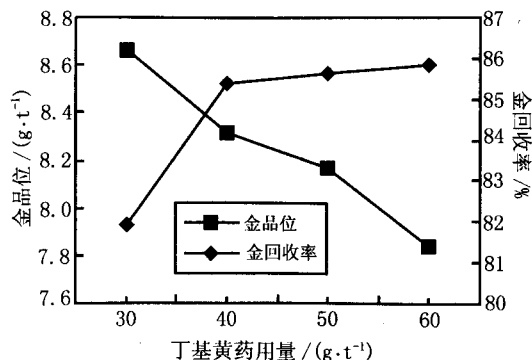


图4 丁基黄药用量试验结果

2.3 闭路流程试验

在条件试验基础上进行了闭路流程试验,试验流程见图5,试验结果见表4。

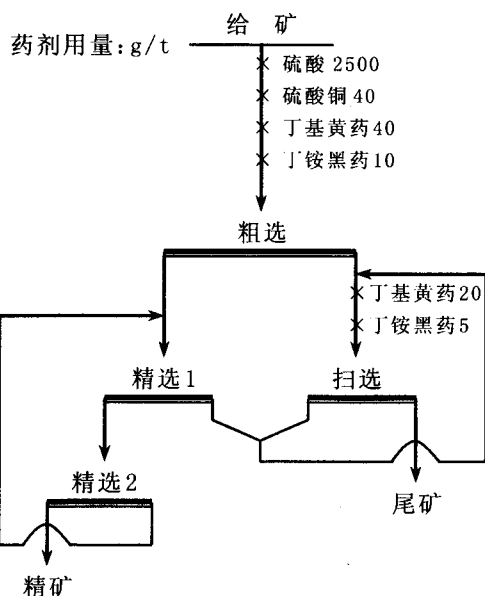


图5 闭路试验流程及条件

表4 闭路试验结果

产品名称	产率/%	品位/(g·t ⁻¹)		回收率/%	
		Au	Ag	Au	Ag
精矿	11.54	12.71	284.30	87.82	82.02
尾矿	88.46	0.23	8.13	12.18	17.98
给矿	100.00	1.67	40.00	100.00	100.00

表4试验结果表明,采用一次粗选一次扫选二次精选作业流程,从该氰化尾矿中可选出含金12.71 g/t、含银284.30 g/t的精矿,金、银的回收率分别达到87.82%和82.02%,指标十分理想。

3 结论

(1)从氰化尾矿中浮选回收有价元素首先要清除矿粒表面的各种薄膜,不再磨条件下通过添加调整剂达到恢复目的矿物的浮选活性。

(2)尾矿资源二次利用生产成本低,采用合理工艺流程和药剂条件即可,经济效益可观。

(3)本次试验推荐的工艺流程简单,采用常规药剂获得了理想的技术指标,为利用该尾矿回收金银提供了技术依据。

参考文献:

- [1] 袁玲,孟扬,左玉明.黄金矿山尾矿资源回收和综合利用[J].黄金,2010(2):52-56.
- [2] 梁友伟.某堆存尾矿浮选金的试验研究[J].矿产综合利用,2008(4):38-40.