

文章编号:1673-9981(2012)03-0181-04

从某氰化浸金尾渣中浮选回收金的研究

罗传胜

广东省工业技术研究院(广州有色金属研究院), 广东 广州 510650

摘要:针对某氰化浸金尾渣粒度细、泥化严重的性质,采用浮选回收浸渣中的金.实验结果表明,在采用碳酸钠、丁黄药和2号油的简单药剂制度下,可获得金精矿品位29.8 g/t、金回收率53.95%的指标.

关键词:浸金尾渣;浮选;金

中图分类号:TD923

文献标识码:A

随着矿产资源的不断开发利用,可用的金属资源越来越少,尾矿及尾渣等二次资源的综合利用越来越引起人们的重视.某金矿的氰化浸金尾渣含金高达5.4 g/t,综合回收浸渣中的金,具有重要意义.

1 矿样性质

试验矿样取自某金矿生产现场的氰化浸金尾渣,试样的金属矿物主要有黄铁矿及少量闪锌矿、方铅矿和黄铜矿.脉石矿物主要为石英、长石、白云

石及少量绿泥石、绢云母和方解石等.其中金以微细颗粒包裹体赋存于黄铁矿和脉石矿物中.试样主要元素化学分析结果列于表1.元素化学分析结果表明,浸金尾渣中金、硫、铁的含量较高,铜、铅、锌含量较低.

试样筛水析结果列于表2.由表2可知,各粒级金含量没有明显富集.试料-0.075mm占69.48%,其中-0.01mm粒级占31.65%,金占有率25.75%.由于-0.01mm粒级过细,可选性差,该粒级中的金较难回收,将影响金的回收率.

表1 试样主要元素化学分析结果

Table 1 Main multi-element chemical analysis of test sample

元素	Au ¹⁾	Ag ¹⁾	Cu	Pb	Zn	Fe	Sb	S
含量 w/%	5.40	7.52	0.0053	0.0085	0.012	4.88	0.058	3.96

注:1)元素含量单位为g/t

表2 试样筛水析结果

Table 2 Results of test sample screening and elutriation

粒级/mm	产率/%	金品位/(g·t ⁻¹)	金占有率/%
+0.075	30.52	4.70	30.25
-0.075+0.038	12.68	5.22	13.96
-0.038+0.02	14.89	6.43	20.18
-0.02+0.01	10.26	4.56	9.86
-0.01+0.005	8.01	3.70	6.25
-0.005	23.64	3.91	19.50
合计	100.00	4.74	100.00

收稿日期:2012-05-28

作者简介:罗传胜(1958-),男,广东五华人,高级工程师,本科.

2 试验结果与讨论

根据矿样性质,采用浮选回收金.由于氰化浸金尾渣泥化严重(-0.01mm占31.65%),所以调整剂对金浮选很重要.本实验选择碳酸钠作调整剂,丁黄药和Y89作捕收剂进行实验,实验流程如图1所示.

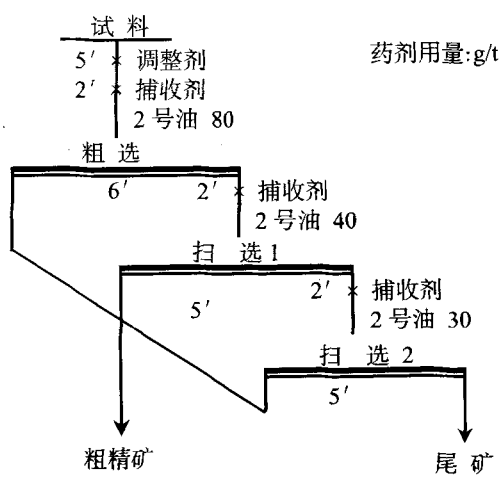
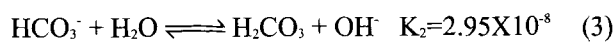
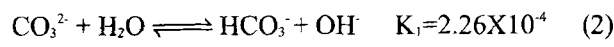


图1 调整剂、捕收剂用量试验流程
Fig. 1 Test flow-sheet of regulator and collector dosage

2.1 碳酸钠对回收金的影响

Na_2CO_3 对金的品位和回收率有显著的影响,主要原因^[1]有以下2点.

(1)矿浆pH调整剂. Na_2CO_3 是二元酸组成的强碱弱酸盐,在矿浆中可水解使矿浆呈碱性;水解产物有 CO_3^{2-} 和 HCO_3^- 两种酸根离子,具有缓冲作用,可使是矿浆溶液保持较稳定的pH,利于维持良好的矿物浮选环境,其水解反应式如下:



(2) Na_2CO_3 是很好的矿泥分散剂,可防止细泥的凝聚,提高浮选的选择性.

在捕收剂丁黄药用量350 g/t、2号油150 g/t的条件下,进行碳酸钠用量对回收金影响的试验,试验结果见图2.由图2可知,随碳酸钠用量增加,粗精矿中Au回收率和品位增加,但 Na_2CO_3 用量超过2 kg/t时,Au品位降低,回收率增加幅度减小.本实验选择碳酸钠的合适用量为2 kg/t.

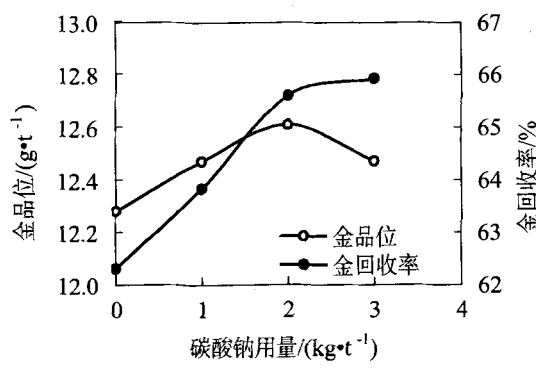


图2 碳酸钠用量对金回收的影响
Fig. 2 Effects of Na_2CO_3 on Au recovery

2.2 硫酸铜对回收金的影响

试样中含一定量的含金黄铁矿,为提高其浮游活性,进行了添加活化剂硫酸铜的实验.在药剂用量为碳酸钠2 kg/t、丁黄药350 g/t、2号油150 g/t的条件下,加和不加硫酸铜的试验结果列于表3.

由表3可知,添加硫酸铜后,粗精矿Au品位和回收率均略有提高,但考虑药剂成本等因素,本实验选择不添加硫酸铜.

表3 硫酸铜活化效果对比试验结果
Table 3 Comparative results of activation for CuSO_4

CuSO_4 用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	Au品位/(g·t ⁻¹)	Au回收率/%
0	粗精矿	27.22	12.59	65.59
	尾矿	72.78	2.47	34.41
	给料	100.00	5.22	100.00
500	粗精矿	26.15	13.34	66.22
	尾矿	73.85	2.41	33.78
	给料	100.00	5.27	100.00

2.3 捕收剂对回收金的影响

2.3.1 丁黄药用量的影响

在Na₂CO₃用量2 kg/t、2号油150 g/t的条件下,

研究了丁黄药用量对金浮选效果的影响,试验结果见图3.

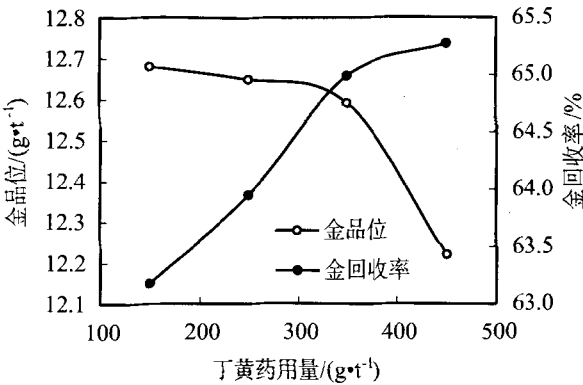


图3 丁黄药用量对回收金的影响
Fig.3 Effect of butyl xanthate dosage on Au recovery

由图3可知,随丁黄药用量的增加,金回收率增加,金品位降低.当丁黄药用量超过350 g/t时,金回收率增幅趋缓,而金品位急剧降低.因此,确定丁黄药合适用量为350 g/t.

2.3.2 捕收剂对比试验

Y89 是广州有色金属研究院研制的一种新型黄药,在生产实践中,形成了Y89-0,Y89-1,Y89-2,Y89-3等系列化产品^[1].Y-89具有特殊的非极性基特点,化学性质稳定、毒性小,其捕收性能和选择性比普通黄药强^[3].为此,进行了添加Y89捕收剂的试验.

在碳酸钠用量2 kg/t、2号油150 g/t,单一捕收剂用量和组合捕收剂的用量均为350 g/t的条件下,进行单一捕收剂丁黄药与组合捕收剂丁黄药+Y89的对比试验.其中单一捕收剂丁黄药在粗选、扫选1、扫选2的用量分别为250,50,50 g/t;组合捕收剂

丁黄药在粗选、扫选1、扫选2的用量分别为200,25,25 g/t,Y89在粗选、扫选1、扫选2的用量分别为50,25,25 g/t,试验结果列于表4.由表4可知,两种方案的试验结果相近.考虑生产成本、现场操作等因素,本实验选择丁黄药作捕收剂.

2.4 浮选闭路试验

在条件试验的基础上,进行了浮选闭路试验,闭路试验流程见图4,结果列于表5.

由表5可知,闭路试验获得金精矿品位29.80 g/t、回收率53.95%的指标.

3 结 论

对含金5.4 g/t的氰化浸金尾渣,采用简单的浮选工艺可获得金精矿品位29.80 g/t,金回收率

表4 丁黄药与组合捕收剂(丁黄药+Y89)对比试验结果

Table 4 Comparative results between butyl xanthate and combination collector (butyl xanthate and Y89)

捕收剂及其用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	Au品位/(g·t ⁻¹)	Au回收率/%
丁黄药 350	粗精矿	27.22	12.59	65.59
	尾矿	72.78	2.47	34.41
	给矿	100.00	5.22	100.00
丁黄药 250 Y89 100	粗精矿	28.64	11.94	66.08
	尾矿	71.36	2.46	33.92
	给矿	100.00	5.18	100.00

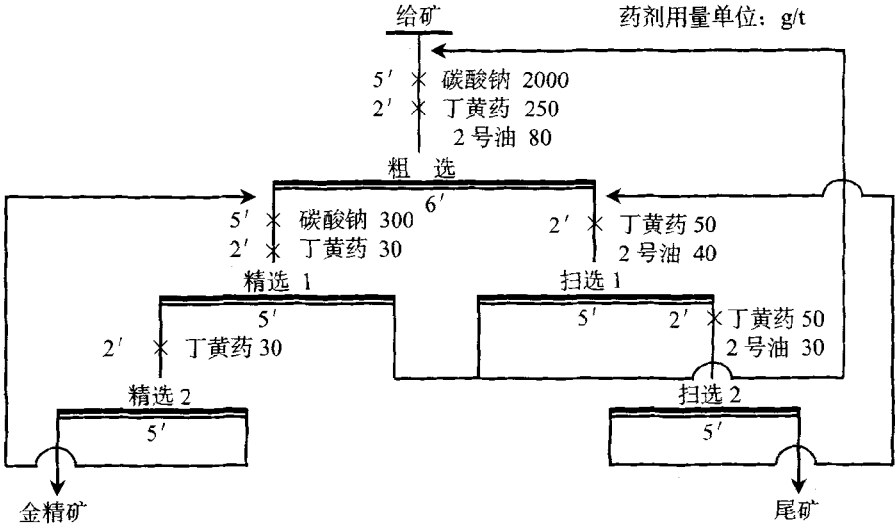


图 4 浮选闭路试验流程图
Fig. 4 Flow-sheet of flotation closed circuit test

表 5 浮选闭路试验结果
Table 5 Results of flotation closed circuit test

产品名称	产率/%	Au 品位/(g·t ⁻¹)	Au 回收率/%
精矿	9.40	29.80	53.95
尾矿	90.60	2.64	46.05
给料	100.00	5.19	100.00

53.95%的试验指标. 该氰化浸金尾渣含金 5.4 g/t, 仍具有较高的综合回收价值, 可为同类型浸金尾渣的综合利用提供技术参考.

南工业大学出版社, 1989: 265.

[2] 佚名. 高效捕收剂 Y89[J]. 矿业快报, 2000(22): 28.
[3] 缪云. Y-89 黄药的结 构特点 对捕收性能 和理化性质 的影响[J]. 广东有色金属学报, 1996(2): 109-112.

参考文献:

[1] 胡熙庚, 黄河慰, 毛钜凡. 浮选理论与工艺[M]. 长沙: 中

Test study of recovery gold from cyaniding slag by flotation

LUO Chuansheng

Guangdong General Research Institute of Industrial Technology (Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals),
Guangzhou 510650, China

Abstract: Flotation has been utilized to recover the gold in some cyaniding slag with the characteristic of fine grain size and serious argillization. The results showed that gold concentrate assaying 29.8g/t and recovery being 53.95%, have been achieved by selecting simple regime in which sodium carbonate was selected as conditioner, butyl xanthate as the collector and pine oil as the frother.

Key words: cyaniding slag; flotation; gold