

某微细粒氰化渣浮选回收金实验研究

卫亚儒¹,徐世杰^{1,2},刘利军³,王宇斌⁴

(1. 西安建筑科技大学材料工程学院,陕西 西安 710055;2. 陕西西方金矿有限公司 陕西 凤县 721705;
3. 陕西黄金集团股份有限公司,陕西 西安 710054;4. 西安建筑科技大学材料学院,陕西 西安 710054)

摘要:本试验对某微细嵌布氰化渣进行了矿石性质、金赋存状态、粒度和多元素分析,进行了浮选回收金工艺和条件实验的详细研究,最终确定采用浮选工艺,硫化矿和铁氧化矿分开浮选的工艺流程,这样有利于提高金回收率。研究结果表明采用一粗、两精、三扫、中矿精选的硫化矿、铁氧化矿分开浮选的工艺流程,获得精矿金品位 31.26 g/t,回收率 62.65%,相比较现场混合浮选,金精矿品位提高了约 10 g/t、回收率提高了 5%,对同类矿产资源的利用提供了参考依据。

关键词:微细粒级;嵌布状态;氰化渣;浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2016.02.021

中图分类号:TD952 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2016)02-0089-04

1 矿石性质

1.1 矿物组成

该氰化渣中金属矿物主要有黄铁矿、菱铁矿、毒砂、磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿;贵金属矿物主要有自然金、银金矿;非金属矿物主要有石英、方解石、白云石、长石、绿泥石、绢云母、粘土矿物、石墨等。

表1 金赋存状态及统计

Table 1 Existing forms and quantity statistics of gold

	赋存状态	含量/%
粒间金	脉石粒间	1.50
	黄铁矿、脉石粒间	7.50
	毒砂、脉石粒间	2.50
	黄铜矿、黄铁矿、脉石粒间	2.50
包裹金	脉石包裹	8.00
	黄铁矿包裹	36.50
	毒砂包裹	11.50
	磁、赤、褐铁矿包裹	26.00
裂隙金	黄铁矿裂隙	2.50
	脉石裂隙	1.50
合计		100.00

该矿石金矿物以银金矿为主,其次为自然金。

金矿物主要呈他形粒状,其晶形多呈角粒状、麦粒状、浑圆粒状、长角粒状等形态分布在矿石中,粒级以微细粒为主。金矿物与黄铁矿、毒砂、黄铜矿及铁氧化物关系密切,主要以包裹金、粒间金的形式存在矿石中。中粒级(0.075~0.037 mm)占12%、细粒级(0.037~0.01 mm)占53.5%、微细粒级(<0.01 mm)占34.5%。其矿物的赋存状态见表1。

1.2 矿石的多元素分析

多元素分析结果见表2。

表2 矿石多元素分析结果/%

Table 2 Analysis result of multi-elements

Cu	Pb	Zn	Fe	S	As	Bi	Sb
0.046	0.013	0.035	11.93	6.60	2.45	0.0059	0.024
C	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Au*	Ag*	
1.93	10.60	5.39	40.90	9.45	9.01	5.59	

* 单位为 g/t。

2 试验结果与讨论

2.1 原工艺分析

该矿现采用单一浮选,浮选工艺见图1。该氰

化渣经过一粗、二精、二扫和中矿再选,获得金精矿品位 21.50 g/t,金回收率 57%。金精矿和回收率都不高。根据矿石性质的研究结果可知:(1)该氰化渣中金矿物与黄铁矿、毒砂、黄铜矿及铁氧化物关系密切,因此如果单独使用硫化矿捕收剂(丁基黄药和丁胺黑药),则不能有效回收铁氧化物中的残留金,为了提高金回收率,在使用硫化矿捕收剂的同时,并须使用铁氧化物的捕收剂、硫化矿和铁氧化物分开浮选,提高金回收率;(2)该矿石氧化程度较高,泥化严重,浮选金精矿品位低,因此浮选时必须添加活化剂和矿泥分散剂、提高金品位。

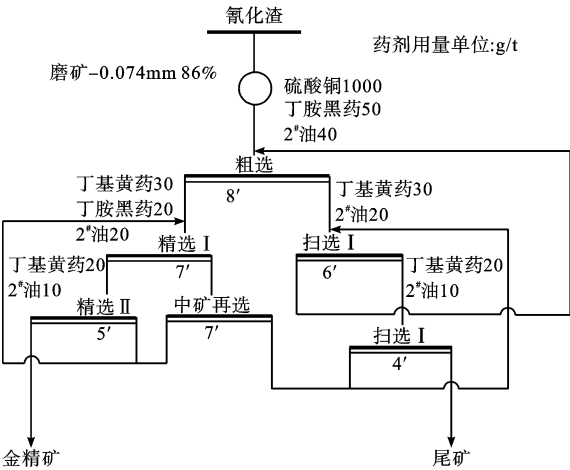


图 1 现场氰化渣浮选流程

Fig. 1 Flotation process of cyanide residue on the site

2.2 硫化矿、铁氧化物分开浮选

2.2.1 铁氧化物捕收剂种类选择

试验选用的捕收剂为油酸钠和羟肟酸,并进行了用量比较,对比结果见表 3,试验流程见图 2。

表 3 对比结果表明,在-0.045 mm 91%的磨矿细度下,使用油酸钠和羟肟酸为铁氧化物捕收剂,浮选指标相差较大。使用油酸钠为捕收剂,尾矿中损失金 40.36%;使用羟肟酸为捕收剂,尾矿中损失金为 29.34%,因此本试验选用羟肟酸为铁氧化物捕收剂。

表 3 捕收剂种类及用量对比试验

Table 3 Contrast test of types and dosage of collectors

产品名称	油酸钠			羟肟酸		
	产率 /%	品位 /(g·t ⁻¹)	回收率 /%	产率 /%	品位 /(g·t ⁻¹)	回收率 /%
金精矿	8.62	35.78	34.22	9.43	39.84	41.69
中矿 2	14.49	8.02	12.90	17.56	6.93	13.51
中矿 1	11.92	9.46	12.52	13.39	10.40	15.46
尾矿	64.97	5.60	40.36	59.61	4.43	29.34
给矿	100.00	9.01	100.00	100.00	9.01	100.00

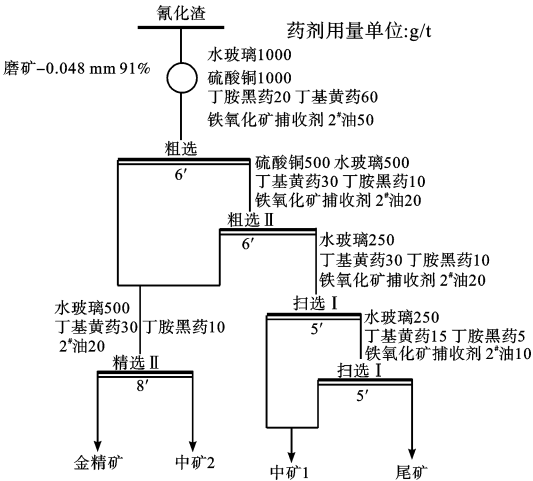


图 2 铁氧化物分开浮选捕收剂种类试验流程

Fig. 2 Test process for the collectors separation

2.2.2 磨矿细度试验

试验条件硫酸 10 kg/t、硫酸铜 1000 g/t、水玻璃 1000 g/t、丁基黄药 60 g/t、丁胺黑药 20 g/t 羟肟酸 15 g/t、2#油 50 g/t。试验流程见图 3,结果见图 4。

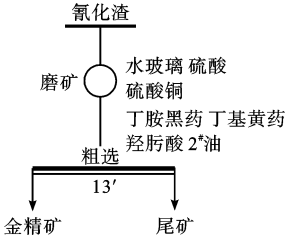


图 3 磨矿细度试验流程

Fig. 3 Test process of grinding fineness

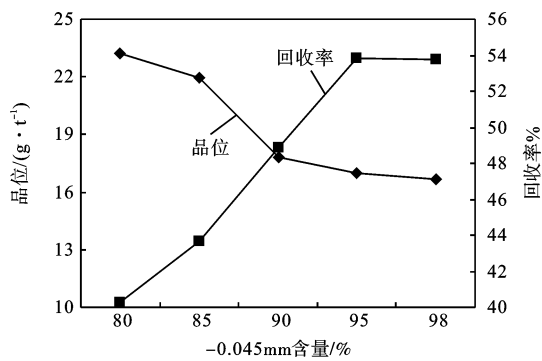


图4 磨矿细度试验结果

Fig. 4 Test results of grinding fineness

从图4可以看出,金回收率随着磨矿细度的增加而上升,但金精矿品位下降较快。当磨矿细度达到-0.045 mm 96%,在金精矿品位变化不大的情况下,回收率仍然提高5个百分点,因此选-0.045 mm96%为本次试验的磨矿细度。

2.2.3 pH 值试验

通常认为自然金浮选的较佳pH值为8~10,该氰化尾渣中主要金属矿物为黄铁矿,金与黄铁矿关系密切,为此,酸性矿浆可能更容易获得较高的指标。固定磨矿细度-0.045 mm 96%,采用加硫酸、不加pH值调整剂、加碳酸钠,结果表明:采用硫酸调整剂,用量为10 kg/t条件下,金粗选品位和回收率均较高为15.16 g/t和62.42%。

2.2.4 硫化矿捕收剂配比及用量试验

试验固定丁基黄药+丁胺黑药=100 g/t,配比分别为3:1、3:2、1:1,硫化矿捕收剂优化配比试验试验结果见表4。

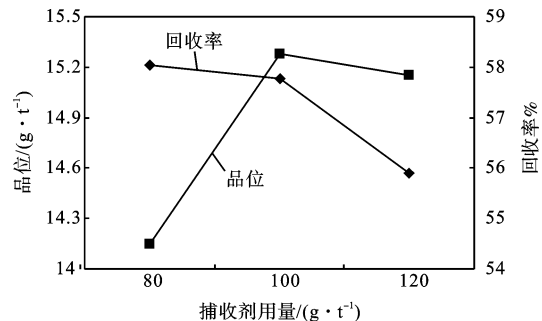


图5 捕收剂用量试验结果

Fig. 5 The result of collector dosage

表4 硫化矿捕收剂优化配比

Table 4 The optimization formula design on sulphide ore collectors

捕收剂配比	产品名称	产率/%	品位/(g·t ⁻¹)	回收率/%
3 : 1	金精矿	32.83	15.12	54.54
	尾矿	67.17	6.09	45.46
	给矿	100.00	9.01	100.00
3 : 2	金精矿	35.05	15.13	58.27
	尾矿	64.95	5.79	41.73
	给矿	100.00	9.01	100.00
1 : 1	金精矿	35.46	14.57	56.78
	尾矿	64.54	6.03	43.22
	给矿	100.00	9.01	100.00

表4结果表明,当丁黄药:丁黑药=3:2时,粗选金精矿品位15.13 g/t,回收率58.27%,浮选指标比其他两组好,因此选用丁黄药与丁胺黑药的较佳比例为3:2。

固定丁黄药:丁胺黑药=3:2,总用量分别为80 g/t、100 g/t、120 g/t。硫化矿捕收剂用量试验,结果见图5。

结果表明捕收剂总量为100 g/t时,金精矿品位和回收率均较高。

2.2.5 闭路流程

闭路流程试验结果见表5,闭路流程见图6。

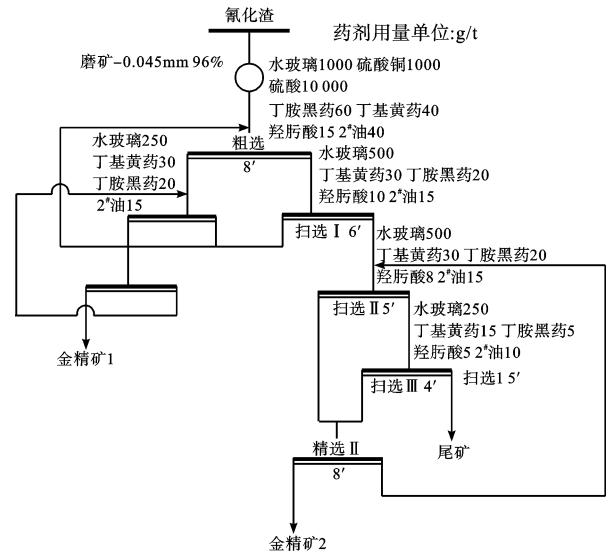


图6 闭路流程

Fig. 6 Tthe closed-circuit process

表 5 闭路试验结果

Table 5 The closed-circuit test result

产品名称	产率/%		金品位/(g·t ⁻¹)		金回收率/%	
金精矿 1	12.07	18.14	38.66	31.26	51.56	62.65
金精矿 2	6.07		16.54		11.09	
尾矿	81.86	4.13	37.35			
原矿	100.00	9.05	100.00			

结果表明采用一粗、两精、三扫、中矿精选的硫化矿、铁氧化矿分开浮选的工艺流程,获得精矿金品位 31.26 g/t,回收率 62.65%,相比较现场混合浮选,金精矿品位提高了约 10 g/t、回收率提高了 5%。

3 结 论

该氰化渣金矿物与黄铁矿、毒砂、黄铜矿及铁氧

化物关系密切,加强含金铁氧化物中金的回收有利于提高回收率;金嵌布粒度较细,必须细磨才能单体解离,使金得到有效回收;氰化渣氧化程度较高,矿物蚀变程度较强烈,泥化较重,需要加强对调整剂的控制。

参考文献:

[1] 吉利省冶金研究所. 金的选矿[M]. 北京:冶金工业出版社,1977. 45-75.
[2] 董立. 新疆某难选金矿浮选-焙烧-氰化选矿工艺的实验研究[J]. 新疆有色金属,2008;55-56.

Experimental Research on Recovery of Gold from a Fine-grained Cyanide Residue

Wei Yaru¹, Xu Shijie^{1,2}, Liu Lijun², Wang Yubin³

- (1. The Material Institute of Xi'an University of Architecture and Technology, Xi'an, Shaanxi China;
2. Shaanxi Sifang gold Co., Ltd Fengxian Shaanxi, China;
3. Shaanxi Gold Group Incorporation Co., Ltd., xi'an, Shaanxi, China;
4. The Material Institute of Xi'an University of Architecture and Technology Xi'an, Shaanxi, China;

Abstract:Through the analysis of ore property of the cyanide residue, gold occurrence, size fraction and multi-elements, by the study of the flotation technology and parameters, The process of separating flotation of sulfide and oxide was determined, which is helpful to improve the gold recovery rate. The research results showed when the process of one roughing two cleaning three scavenging and middling cleaning for the separating flotation of sulfide and oxide, the concentrate with the grade of 31.26 g/t and the recovery of 62.65% was obtained. Compared with the bulk flotation, the grade was improved 10 g/t and the recovery 5%, Which provides a reference of similar mineral resources utilization.

Keywords:Fine particle; Occurrence state; Cyanide reside; Flotation