

组合抑制剂用于铜镍分离浮选的试验研究

邓伟, 王昌良, 赵开乐, 饶系英

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 四川 成都 610041)

摘要:原矿铜镍矿物的工艺粒度偏细,在-0.01mm的级别中,黄铜矿、镍黄铁矿以及磁黄铁矿的含量分别为88.57%、93.58%和75.71%,造成铜镍浮选分离时互含较高。试验首先对铜镍混合浮选精矿进行浓缩脱药,然后以石灰和亚硫酸作为镍矿物的组合抑制剂,并用Z-200强化铜矿物可浮性及细颗粒铜矿物的回收,在磨矿细度-0.030mm89.3%的条件下,经过一次粗选、一次扫选和三次精选的闭路浮选,获得了铜品位20.11%、含镍0.67%,铜回收率74.59%的铜精矿;镍品位5.57%、含铜0.60%,镍回收率98.96%的镍精矿,实现了铜镍的有效分离。

关键词:铜镍混合精矿; 组合抑制剂; 铜镍分离

中图分类号:TD952 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2011)05-0034-04

硫化铜镍矿的分离主要有两种方法:一是先浮选得到铜镍混合精矿后经冶炼形成高冰镍,然后再磨矿浮选,实现铜镍分离;二是直接浮选分离获得铜精矿和镍精矿^[1]。随着经济的不断发展及人们对环境保护意识的不断提高,用成本相对低廉的选矿工艺尽可能获得组成较为单一的选矿产品,降低铜、镍冶炼工艺给料的复杂性,进而降低冶炼成本,减少冶炼工序有害废物的排放量,已成为铜、镍硫化矿浮

选分离工艺研究的重要方向。

本文以四川某低品位铜镍矿混合浮选得到的混合精矿为研究对象,探讨铜镍直接浮选分离的工艺方法。

1 混合精矿性质

1.1 混合精矿多元素分析

混合精矿多元素分析见表1。

表1 混合精矿多元素分析结果/%

Cu	Ni	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	TFe	CaO	S	Co
2.16	5.25	7.89	5.87	0.67	43.00	1.19	27.95	0.14
In	Sb	Zn	Mn	As	Pt*	Pd*	Au*	Ag*
<0.01	<0.01	0.05	0.037	0.045	1.36	4.29	1.40	24.81

* 单位为g/t。

1.2 铜镍矿物工艺粒度

工艺矿物学研究表明,矿石中的铜矿物有黄铜矿、铜蓝、蓝辉铜矿、斑铜矿,以黄铜矿为主,其他铜矿物只是偶见;镍矿物有镍黄铁矿和紫硫镍矿,以镍黄铁矿为主,偶见紫硫镍矿,此外,磁黄铁矿中还含有1%~2%的镍。为此,我们分别测定了主要铜镍矿物黄铜矿、镍黄铁矿及磁黄铁矿的工艺粒度,结果见表2。

表2 主要铜镍矿物工艺粒度

粒级/mm	镍黄铁矿/%	黄铜矿/%	磁黄铁矿/%
+0.1	—	—	4.73
-0.1+0.074	—	2.60	5.05
-0.074+0.044	—	3.90	3.15
-0.044+0.02	3.67	3.11	6.94
-0.02+0.01	2.75	1.82	4.42
-0.01	93.58	88.57	75.71
合计	100.00	100.00	100.00

收稿日期:2011-04-18

作者简介:邓伟(1983-),男,硕士,助理工程师,主要从事矿产资源综合利用研究工作。

2 选矿试验

2.1 脱药方法选择

试验原料为混合浮选得到的混合精矿, 由于混合浮选时加入的各种浮选药剂残存于混合精矿中, 所以在铜镍分离试验前必须先将这部分药剂脱除。结合矿石性质及多方案对比研究得出, 加入活性炭磨矿后浓缩脱药的方法, 可取得较为理想的铜镍分离效果。

2.2 磨矿细度

矿石中矿物的解离, 是任何选矿方法在选别之前必需解决的最关键的问题^[2]。为了考查适宜的磨矿细度, 将混合精矿磨至 -0.030mm 65.1%、76.5% 以及 89.3%, 进行解离度测定, 测定结果见表 3。

表 3 解离度测定结果

磨矿细度 -0.030mm/%	含量/%		
	黄铜矿 单体	与脉石 连生体	与磁黄铁矿 连生体
65.1	67.35	20.12	12.53
76.5	80.15	11.71	8.14
89.3	91.64	5.48	2.88

表 3 结果表明: 在 -0.030mm 89.3% 时, 黄铜矿单体解离度为 91.64%, 暂定此细度进行条件试验, 待条件试验完成后, 再进行磨矿细度验证试验。

2.3 铜镍分离抑制剂试验

目前, 铜镍浮选分离主要采用抑镍浮铜方法, 高效镍矿物抑制剂的使用是铜镍分离取得理想指标的关键, 国内外对镍矿物抑制剂做过大量研究, 还进行了药剂组合使用的研究, 实践证明, 由于两种或两种以上药剂组合使用产生了协同效应, 使得浮选效果出现了 1+1>2 的增效效应^[3]。

石灰是铜镍分离的主要抑制剂, 它有调节矿浆 pH 值和从矿物表面解析药剂作用^[4]。针对试验矿样性质, 对石灰、亚硫酸钠、亚硫酸、硫酸锌以及糊精等抑制剂进行了大量的对比试验, 最终选择亚硫酸配合石灰作为镍矿物的组合抑制剂。

2.3.1 粗选石灰用量试验

固定粗选磨矿细度 -0.030mm 89.3%, 亚硫酸 3500g/t, Z-200 5g/t, 进行石灰用量试验, 试验结果见图 1。

图 1 表明, 随着石灰用量增加, 铜精矿铜回收率变化不大, 但铜精矿铜品位降低明显, 同时铜精矿镍

品位和回收率随之增加, 综合考虑上述因素, 选择分离粗选石灰用量为 800g/t。

2.3.2 粗选亚硫酸用量试验

固定分离粗选磨矿细度 -0.030mm 89.3%, 石灰 800g/t, Z-200 5g/t, 进行亚硫酸用量试验, 试验结果见图 2。

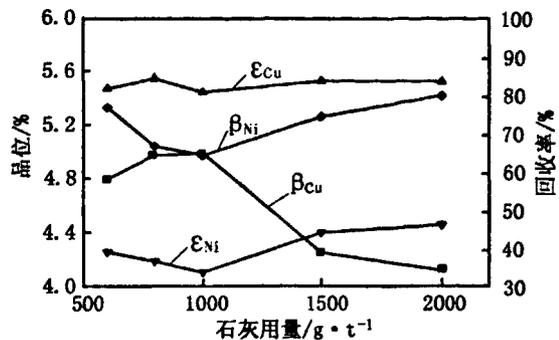


图 1 粗选石灰用量试验结果

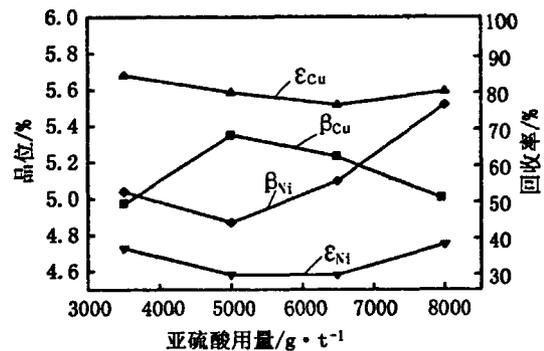


图 2 亚硫酸用量试验结果

图 2 表明, 亚硫酸用量为 5000g/t 时, 铜精矿铜品位较高, 镍品位较低, 且此时镍回收率也较低, 故选择亚硫酸用量为 5000g/t。

2.4 粗选捕收剂用量试验

通过多种捕收剂的对比试验, 最终选用 Z-200 作为铜镍分离捕收剂, 并进行用量试验。

固定分离粗选磨矿细度 -0.030mm 89.3%, 石灰 800g/t, 亚硫酸 5000g/t, 试验结果见图 3。

图 3 表明, 随着 Z-200 用量增加, 铜精矿铜品位逐渐降低, 镍品位及铜镍回收率逐渐提高, 综合考虑铜镍品位及回收率, Z-200 用量为 5g/t。

2.5 磨矿细度验证试验

固定分离粗选石灰 800g/t, 亚硫酸 5000g/t, Z-200 5g/t, 进行磨矿细度验证试验, 试验结果见图 4。

图 4 表明, 随着磨矿细度增加, 铜精矿铜镍回收

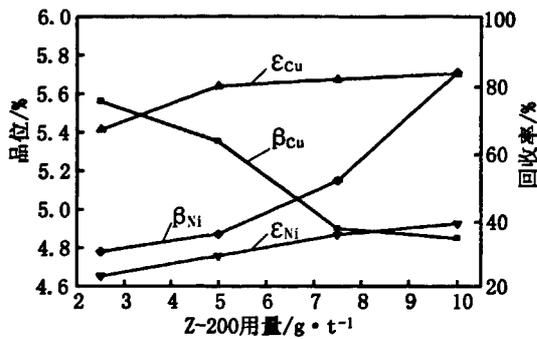


图3 Z-200 用量试验结果

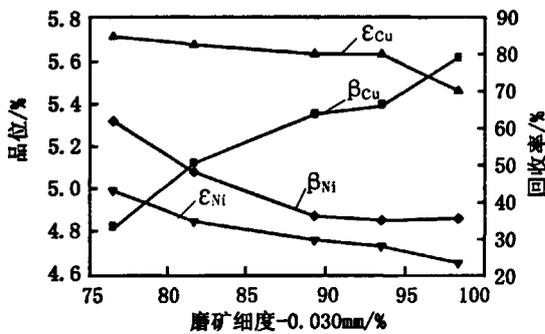


图4 磨矿细度验证试验结果

率均降低,从它们的降低幅度以及铜精矿铜镍品位的变化可知,铜镍互含在减小,综合考虑指标及成本,磨矿细度仍以 -0.030mm89.3% 为优。

2.6 闭路试验

在详细的条件试验及开路试验的基础上,进行了闭路试验,试验流程及工艺条件见图 5,结果见表 4。

表4 闭路试验结果

产品名称	产率 /%	品位/%		回收率/%	
		Cu	Ni	Cu	Ni
铜精矿	8.05	20.11	0.67	74.59	1.04
镍精矿	91.95	0.60	5.57	25.41	98.96
原矿	100.00	2.17	5.18	100.00	100.00

3 结 论

1. 该铜镍混合精矿铜镍矿物的工艺粒度偏细,在小于 0.01mm 的级别中,黄铜矿、镍黄铁矿以及磁黄铁矿的含量分别为 88.57%、93.58% 和 75.71%,为此,需要磨至 -0.030mm89.3% 时才能实现单体基本解离。

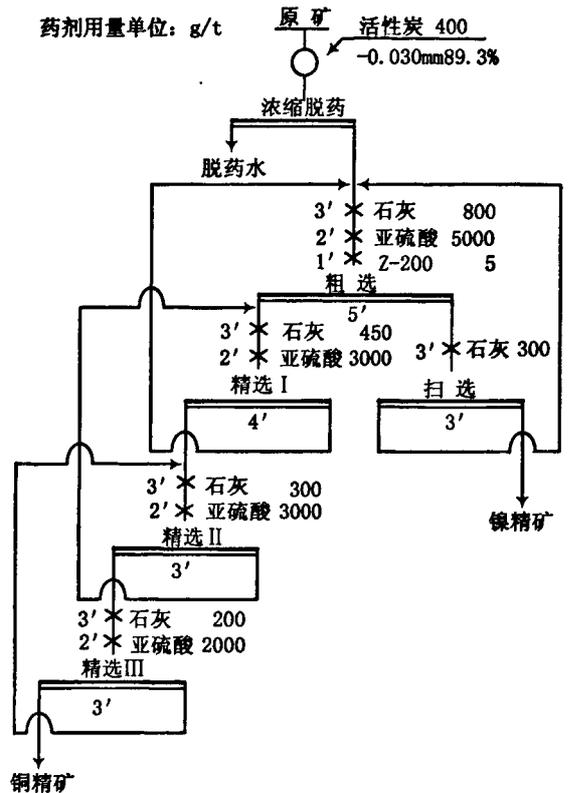


图5 闭路试验流程及工艺条件

2. 通过加入活性炭磨矿后浓缩脱药,创造了良好的抑制剂作用条件,同时以石灰和亚硫酸作为镍矿物组合抑制剂,并用 Z-200 强化铜矿物可浮性及细颗粒铜矿物的回收,实现了铜镍的高效分离,获得铜品位 20.11%,含镍 0.67%,铜回收率 74.59% 的铜精矿;镍品位 5.57%,含铜 0.60%,镍回收率 98.96% 的镍精矿。

3. 该工艺流程简单、成本低,最终得到铜、镍单一合格精矿产品,为该铜镍资源的开发利用提供了依据。

参考文献:

[1] 叶雪均,余瑞三. 铜镍硫化矿石直接浮选小型试验研究[J]. 矿产综合利用,2004,(2):6-10.
 [2] 许时. 矿石可选性研究[M]. 北京:冶金工业出版社,1989.
 [3] 邢方丽,肖宝清,王中明. 铜镍矿铜镍分离技术研究进展[J]. 矿冶,2010,(1):25-32.
 [4] 杨文生,孟书青. 铜镍硫化矿分选的理论与实践[J]. 矿产综合利用,1989,(5):35-39.

(下转 44 页)

2. 基础玻璃熔制工艺最佳参数为:加料温度为 1000℃ 一次加料,1100℃ 下熔制 1h。

3. 通过对低硅铁尾矿成分的研究,选择微晶玻璃的主晶相为透辉石,在低硅铁尾矿中添加适量的氧化镁,将尾矿玻璃熔体变成 $\text{CaO} - \text{MgO} - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{SiO}_2$ 系统,有助于产生透辉石主晶相。在相图的基础上,确定基础玻璃的组成设计,并且尾矿的利用率达到 20%。

4. 利用低硅铁尾矿成功制备高性能、低成本的微晶玻璃,变废为宝,不仅具有巨大的社会效益和经济效益,更具有重要的环境意义。

参考文献:

[1]常前发. 我国铁尾矿的资源状况、利用现状及发展方向[J]. 安徽地质,1998,(4):91-96.

[2]王运敏. 当前我国铁矿尾矿的资源状况利用现状及方向[J]. 金属矿山,1999,1(1):1-6.

[3]王纲,陈吉春. 低硅铁尾矿综合利用[J]. 矿产综合利用,2003,(6):11-13.

[4]徐放. 以铁尾矿为原料制造微晶玻璃的试验研究[J]. 中国非金属矿工业导报,2000,(1):15-16.

[5]崔茂林. 玻璃工艺学[M]. 北京:中国轻工业出版社,1993.

[6]邓养明,肖汉,赵运才. 与环境协调的材料—尾矿废渣微晶玻璃[J]. 中国陶瓷,2002,38(1):46-48.

[7]麦克伦伦,编,王初千,译. 微晶玻璃[M]. 北京:中国建筑工业出版社,1998.

[8]梁忠友,李燕青. 复合矿渣微晶玻璃的研究[J]. 现代技术陶瓷,1998,(3):13-16.

Experimental Research on Preparation of Glass - ceramics Using Low - silicon Iron Tailings

CHEN Xiao-ling

(Anhui University of Science and Technology School of Chemical Engineering, Huainan, Anhui, China)

Abstract: At present the preparation of glass - ceramics mainly uses high - silicon ($\text{SiO}_2 > 70\%$). Directed at this situation, this experiment adopts low - silicon iron tailings as main materials to study the preparation of glass - ceramics by sintering method. On the basis of the analysis of the composition of low silicon tailings, diopside was chosen the main phase of glass - ceramics and its basic recipe was designed. Through condition experiments the optimized process parameter and basic recipe were determined. Meanwhile, such physicochemical properties as density, acid - resistant and alkali - resistant weight loss rates of the prepared glass - ceramics were tested, whose results show that preparation of glass - ceramics using low - silicon iron tailings is feasible.

Key words: Low - silicon iron tailings; Glass - ceramics; Preparation; Sintering method

(上接 36 页)

Experimental Study on Copper - nickel Separation Flotation with the Combined Depressant

DENG Wei, WANG Chang-liang, ZHAO Kai-le, RAO Xi-ying

(Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Chengdu, Sichuan, China)

Abstract: The process grain - size of a copper - nickel ore is superfine. At the level of less than 0.01mm the content of chalcopyrite, pentlandite and pyrrhotite is 88.57%, 93.58% and 75.71% respectively, which leads to copper and nickel containing each other seriously. In the experiment reagents were removed from the copper - nickel bulk flotation concentrate first, then CaO and H_2SO_3 were used as combined depressant and Z - 200 was used to strengthen floatability of copper ore and recover its fine particles. When the grinding fineness was -0.030mm about 89.3%, through one - roughing, one - scavenging and three - cleaning separation, the copper concentrate of 20.11% Cu was obtained with the recovery of 74.59%, among which 0.67% Ni was contained. At the same time, the nickel concentrate of 5.57% Ni was obtained with the recovery of 98.96%, among which 0.60% Cu was contained. As a result, high - efficiency separation of copper - nickel was realized.

Key words: Copper - nickel concentrate; Combined depressant; Copper - nickel separation