

文章编号: 1005-7854(2006)03-0021-06

低品位复杂难处理氧化铅锌矿选矿工艺研究

邵广全¹, 李颖², 张心平¹, 刘万峰¹

(1. 北京矿冶研究总院, 北京 100044; 2. 中国轻工业出版社, 北京 100740)

摘要: 通过对低品位复杂难处理氧化铅锌矿详细的选矿试验研究, 开发出有效的氧化铅锌矿全浮选工艺。硫化矿采用优先浮选硫化铅精矿、硫精矿和硫化锌精矿, 而后采用组合调整剂 D-1、D-2 和高效复合捕收剂 MA 实现了氧化锌浮选, 尤其是异极矿得到了有效回收。

关键词: 氧化铅锌矿; 异极矿; 调整剂; 复合捕收剂; 浮选工艺

中图分类号: TD952; TD862.2; TD862.3 **文献标识码:** A

FLOTATION TECHNOLOGY RESEARCH ON LOW-GRADE COMPLEX HARD-PROCESSING OXIDE LEAD ZINC ORES

SHAO Guang-quan¹, LI Ying², ZHANG Xin-ping¹, LIU Wan-feng¹

(1. Beijing General Research Institute of Mineral & Metallurgy, Beijing 100044; China;

2. China Light Industry Press, Beijing 100740, China)

ABSTRACT: In this paper, based on flotation research on low-grade complex hard-processing oxide lead zinc ores, the effective full flotation technology for oxide lead zinc ores is developed; sulphide is processed with the priority flotation; the oxide zinc ores flotation is realized with mixed regulator D-1, D-2 and high effective mixed collector MA, especially silicate ore is successfully collected

KEY WORDS: oxide lead-zinc ores; silicate; regulator; mixed collector; flotation technology

1 引言

目前, 兰坪难选氧化铅锌矿正处于试验研究及优化阶段, 氧化铅锌资源开发利用仍采用采富弃贫、富矿直接冶炼的传统的方法。为了提高资源利用率, 2004 年北京矿冶研究总院对云南金鼎锌业公司所属的兰坪低品位复杂难处理氧化铅锌矿进行了新工艺开发的优化试验研究。经近半年的选矿试验及

矿石的工艺矿物学研究, 有效地开发出了处理该矿的全浮选分离工艺。

2 试验矿样

2.1 化学分析及物相分析

试验矿样的化学成分分析结果见表 1, 铅物相分析结果见表 2, 锌物相分析结果见表 3。

表 1 试验矿样的化学成分结果

Table 1 Chemical composition of testing ore sample

元素	Pb	Zn	Fe	S	Cd	SiO ₂	CaO	MgO	Ag/(g·t ⁻¹)
含量/%	2.2	8.1	7.35	4.12	0.13	45.04	10.13	0.16	22.34

2.2 矿物组成

对试验矿样(原矿)按金属矿物和脉石矿物两类分别进行较为详细的矿物组成研究, 矿物组成研究

收稿日期: 2006-03-28

作者简介: 邵广全, 矿物工程研究所高级工程师。

结果列于表 4。

表 2 试验矿样铅物相分析结果

Table 2 Analysis results of lead mineral in testing ore sample

相别	铅钒	白铅矿	褐铁矿	方铅矿	合计
Pb 含量/%	0.125	1.3	0.24	0.53	2.195
铅分布率/%	5.69	59.23	10.93	24.15	100.00

表 3 试验矿样锌物相分析结果

Table 3 Analysis results of zinc mineral in testing ore sample

相别	锌钒	* 菱锌矿 (硅酸锌) 异极矿	褐铁矿	闪锌矿	合计
Zn 含量/%	0.46	3.1	1.37	2.52	8.1
锌分布率/%	5.93	38.27	16.91	31.11	100.00

* 注:菱锌矿中锌为包括了所有碳酸盐矿物中的锌

表 4 试验矿样矿物组成

Table 4 Mineral composition of testing ore sample

金属矿物种类	含量/%	脉石矿物种类	含量/%
方铅矿	0.6	石 英	43.6
闪锌矿	4.0	方解石	16.2
黄铁矿、白铁矿	3.8	重晶石	2.5
白铅矿	1.6	天青石	1.5
菱锌矿	5.8	绢云母	1.3
铁菱锌矿	0.2	黄钾铁矾	1.2
铁锰菱锌矿	0.1	石 膏	0.8
锌菱铁矿	0.1	菱 硼 矿	0.4
异极矿	2.6	铁 矾	0.3
铅矾	0.1	金红石	0.2
铅铁矾	0.2	高岭石等黏土矿物	1.8
锌矾、皓矾、水锌矾	0.9		
褐铁矿	10.0		
* 磷氯铅矿等	0.2		
合 计	30.2	合 计	69.8

* 磷氯铅矿还包括彩铅矿、铅菱硼矿、锑白铅矿和辉铅矿等

从以上矿物组成结果可知,试验矿样中氧化铅和氧化锌矿物种类多而复杂,尤其是氧化锌矿物更为复杂,水溶锌和硅锌矿所占比例较大,这部分锌在浮选过程中属较难浮的氧化锌矿物,该矿较为难选。

2.3 矿物的嵌布粒度

该矿样主要矿物的嵌布粒度均以中粒、细粒嵌布为主,粗、中、细粒不均匀嵌布,微粒较少。矿物嵌布粒度的大小顺序为:褐铁矿>菱锌矿>闪锌矿>方铅矿>黄铁矿和白铁矿。菱锌矿的粒度范围是 0.015~1.0mm,以中粒嵌布为主,粗、中、细粒不均匀嵌布;闪锌矿的粒度范围是 0.01~2.0mm,以中、细粒嵌布为主,粗、中、细粒不均匀嵌布;方铅矿的粒度范围是 0.005~0.8mm,以中粒嵌布为主,粗、中、细、微粒极不均匀嵌布。由于矿石中绝大部分有用矿物呈粒状、脉状嵌布在脉石矿物(主要是石英)颗粒的

裂隙中,加之矿石氧化较深,部分矿石松散,褐铁矿较多,碳酸盐、硫酸盐矿物也比较多,易于粉碎和解离。

2.4 矿物的解离度

试验矿样在磨矿细度-0.074mm 占 80% 的条件下,方铅矿单体占 94.8%,与闪锌矿、黄铁矿和脉石等连生体占 5.2%;闪锌矿单体占 92.5%,与脉石、褐铁矿、黄铁矿等连生体分别为 5.1%、2.0%、0.4%;菱锌矿单体占 96.1%,与脉石、褐铁矿、黄铁矿连生体分别为 2.8%、0.6%、0.5%。显然,磨矿细度-0.074mm 占 80% 时,方铅矿、闪锌矿和菱锌矿都已充分解离,但也应看出+0.074mm 粒级方铅矿、闪锌矿解离不够充分。

3 选矿工艺研究

3.1 硫化矿优先浮选试验

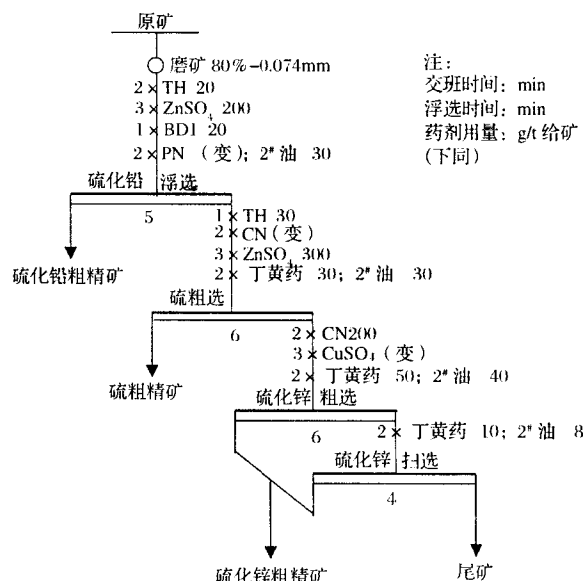


图 1 硫化矿优先浮选试验流程

Fig.1 Selective flotation flowsheet of sulphide ores

由铅锌物相研究结果可知,试验矿样中铅、锌的氧化率分别为 75.85%、69.89%,含有铅和锌的硫化相分别为 24.15%、31.11%。在浮选过程中硫化相中的铅锌应回收。经多方案试验研究,制定了硫化矿优先浮选方案。即首先浮选硫化铅、硫精矿、硫化锌精矿的硫化矿浮选方案。试验工艺流程见图 1。

3.1.1 硫化铅浮选捕收剂 PN 用量试验

优先浮选硫化铅捕收剂 PN 用量试验流程见图 1,试验结果见图 2。

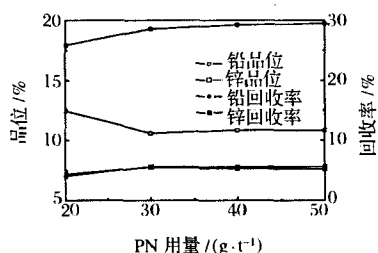


图 2 硫化铅浮选捕收剂 PN 用量试验结果

Fig.2 Dosage results of flotation collector PN for lead sulfide

由图 2 试验结果可知,PN 用量 30g/t 时,得到的硫化铅粗精矿中铅品位及回收率较优,故确定硫化铅粗选 PN 用量为 30g/t。

3.1.2 硫优先浮选调整剂 CN 用量试验

在硫化铅浮选 PN 用量 30g/t 条件下,优选浮选硫,进行 CN 用量试验,试验流程见图 1,试验结果见图 3,硫浮选给矿为硫化铅粗选尾矿。

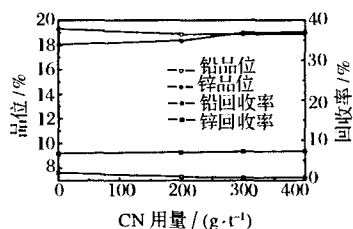


图 3 硫优先浮选调整剂 CN 用量试验结果

Fig.3 Test results of regulator CN dosage

of selective flotation for pyrite

由硫浮选试验结果可知,在进行硫浮选时,添加 CN 有利于硫浮选回收率的提高,由于部分硫的嵌布粒度较细,为了防止没充分上浮的硫进入了硫化锌精矿,导致硫化锌精矿品位降低,故试验中要加入一定量的 CN,CN 用量为 300 g/t。

3.1.3 硫化锌优先浮选 CuSO_4 用量试验

硫化锌优先浮选 CuSO_4 用量试验,试验流程见图 1,试验结果见图 4,硫化锌浮选给矿为硫浮选尾矿。

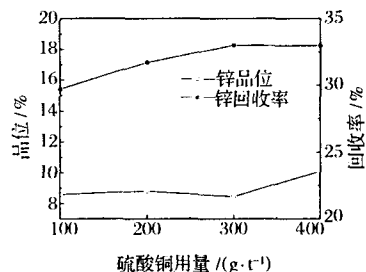


图 4 硫化锌优先浮选 CuSO_4 用量试验结果

Fig.4 Test results of CuSO_4 dosage for selective flotation of zinc sulfide

由以上硫酸铜用量试验结果可知,硫酸铜用量为 300g/t 时,所得到硫化锌粗精矿品位及回收率均较高,硫酸铜用量再大,锌回收率增加不明显,确定硫酸铜用量为 300g/t。

3.2 新型浮选药剂的氧化锌浮选试验

在氧化锌浮选原工艺基础上,根据氧化锌新型浮选药剂选择试验结果,最终确定了较为有效的氧化锌浮选条件,其工艺条件见图 5,在此工艺条件下进行了各药剂用量试验。氧化锌浮选给矿为硫化矿混合浮选尾矿经脱泥后产品。

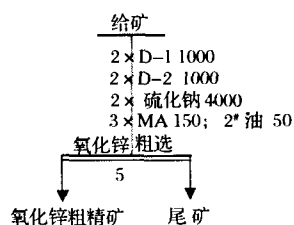


图 5 氧化锌浮选新工艺条件

Fig.5 New flotation technical condition of zinc oxide

3.2.1 捕收剂 MA 用量试验

氧化锌新型浮选工艺捕收剂用量试验条件见图 5,试验结果见图 6。氧化锌浮选给矿为硫化锌浮选尾矿经脱泥后产品。

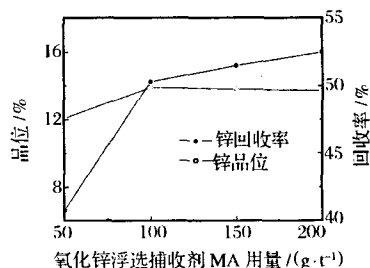


图 6 氧化锌浮选捕收剂 MA 用量试验结果

Fig.6 The results of collector MA dosage for zinc oxide flotation

由图 6 可见,捕收剂 MA 用量从 50 g/t 增加到 200g/t 时,锌回收率逐渐增加;但当 MA 用量达

100g/t 后,氧化锌精矿品位达到最高,含锌为 13.89%,再增加捕收剂用量,氧化锌精矿品位开始下降;锌回收率增加幅度不大,因而捕收剂 MA 用量选 100g/t 为宜。

3.2.2 调整剂 D-2 用量试验

在捕收剂 MA 用量 100g/t 条件下,进行调整剂 D-2 用量试验,试验条件见图 5,试验结果见图 7。

由图 7 试验结果可见,当 D-2 用量为 2000 g/t 时,氧化锌粗精矿品位略有降低,但氧化锌浮选作业回收率达最高为 59.14%,因而确定 D-2 用量 2000 g/t。

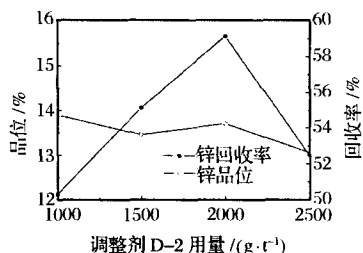


图 7 D-2 用量试验结果

Fig.7 Test results of D-2 dosage

3.2.3 调整剂 D-1 用量试验

在捕收剂 MA 用量 100g/t、D-2 用量 2000 g/t 条件下,进行调整剂 D-1 用量试验,试验条件见图 5,试验结果见图 8。

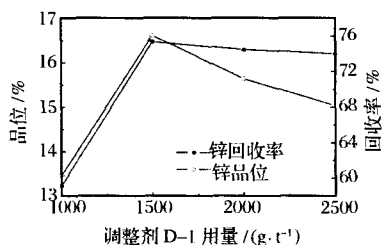


图 8 D-1 用量试验结果

Fig.8 Test results of D-1 dosage

由图 8 试验结果可知,当 D-1 用量为 1500 g/t 时,氧化锌粗精矿的品位和回收率都达到了最大,分别为 16.61% 和 75.33%,因而选择 D-1 用量为 1500 g/t。

3.2.4 硫化钠用量试验

在捕收剂 MA 用量 100g/t、D-2 用量 2000 g/t、D-1 用量 1500 g/t 条件下,进行硫化钠用量试验,试验条件见图 5,试验结果见图 9。

图 9 试验结果表明,当硫化钠用量为 4000g/t 时,氧化锌粗精矿品位及作业回收率分别为 16.85% 和 75.04%,均达到最高,故确定硫化钠用量为 4000g/t。

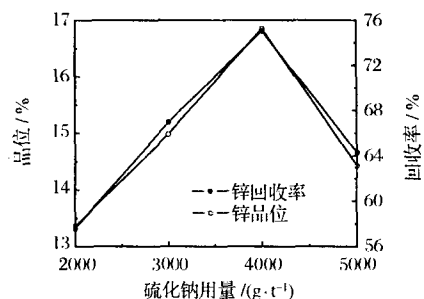


图 9 硫化钠用量试验结果

Fig.9 Test results of sodium sulfide dosage

3.3 氧化锌粗精矿精选硫化钠用量试验

氧化锌精选条件试验只进行了硫化钠用量试验,精选的给矿为氧化锌两次粗选精矿的合并后进行精选,试验条件见图 10,试验结果见图 11。

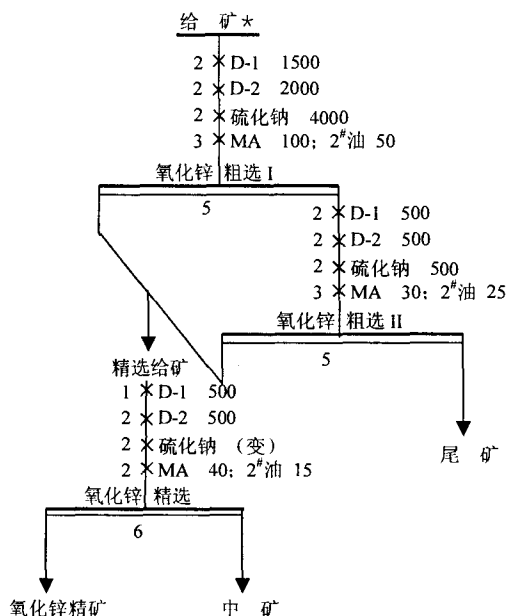


图 10 氧化锌粗精矿精选硫化钠用量试验流程

Fig.10 Test flowsheet of sodium sulfide dosage in oxide zinc rough concentrate cleaning

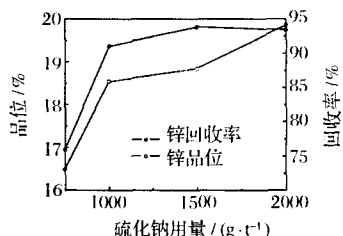


图 11 氧化锌精选硫化钠用量试验结果

Fig.11 Test results of sodium sulfide dosage in oxide zinc rough concentrate cleaning

由试验结果可知,氧化锌精选时,硫化钠用量采用 1500g/t 时,精选所得精矿品位及作业回收率两

个因素选别指标较好。故确定精选硫化钠用量为1500g/t。

3.4 开路浮选试验

开路浮选试验工艺流程见图 12, 试验结果见表 5。

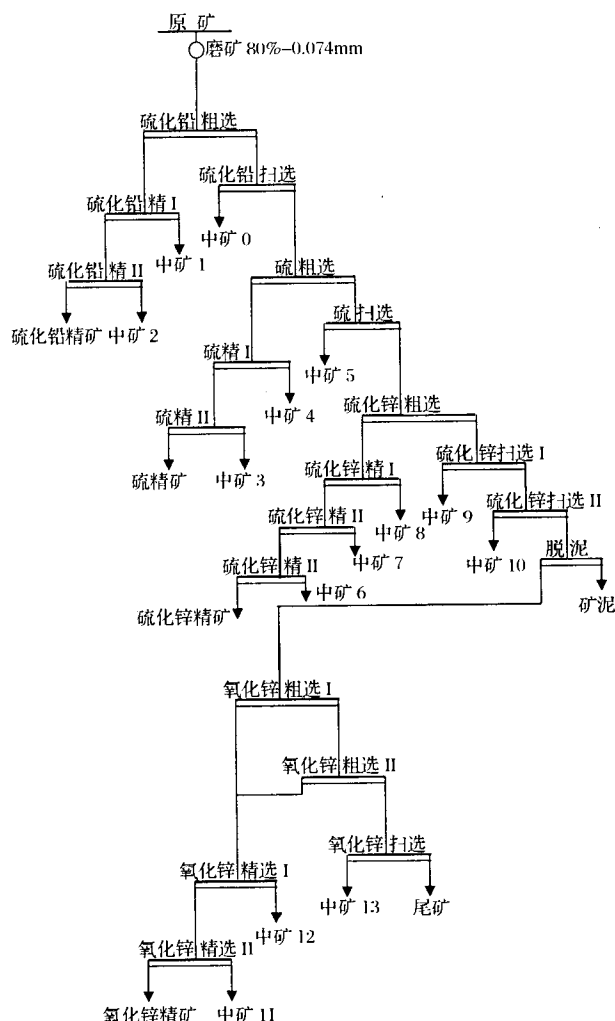


图 12 氧化铅锌矿石浮选工艺开路试验流程

Fig.12 Open circuit flowsheet of oxide lead-zinc ore flotation

表 5 开路浮选试验结果

Table 5 Test results of open circuit flotation

产品名称	产率 /%	品位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
硫化铅精矿	0.68	54.22	3.36	17.40	0.28
中矿 2	0.34	18.06	8.03	2.90	0.34
中矿 1	1.93	4.12	9.19	3.75	2.20
中矿 0	1.96	4.76	8.93	4.40	2.17
硫精矿	2.56	3.30	3.36	3.99	1.07
中矿 3	0.77	3.08	9.68	1.12	0.93
中矿 4	4.43	2.46	9.64	5.14	5.30
中矿 5	2.47	2.29	10.65	2.67	3.27
硫化锌精矿	2.64	0.37	55.22	0.46	18.10
中矿 6	0.85	0.57	26.64	1.23	2.81
中矿 7	0.51	0.94	13.10	0.23	0.83
中矿 8	1.96	1.95	7.62	1.80	1.86
中矿 9	2.13	1.94	7.25	1.95	1.92
中矿 10	1.19	0.98	6.29	1.11	0.93
矿泥	9.20	2.25	6.73	9.77	7.69
氧化锌精矿	11.16	5.58	26.12	29.39	36.19
中矿 11	2.47	1.45	6.85	1.69	2.10
中矿 12	7.41	0.70	2.27	2.45	2.09
中矿 13	2.39	0.74	3.08	0.83	0.91
尾矿	42.95	0.43	1.69	8.72	9.01
原矿	100.00	2.12	8.05	100.00	100.00

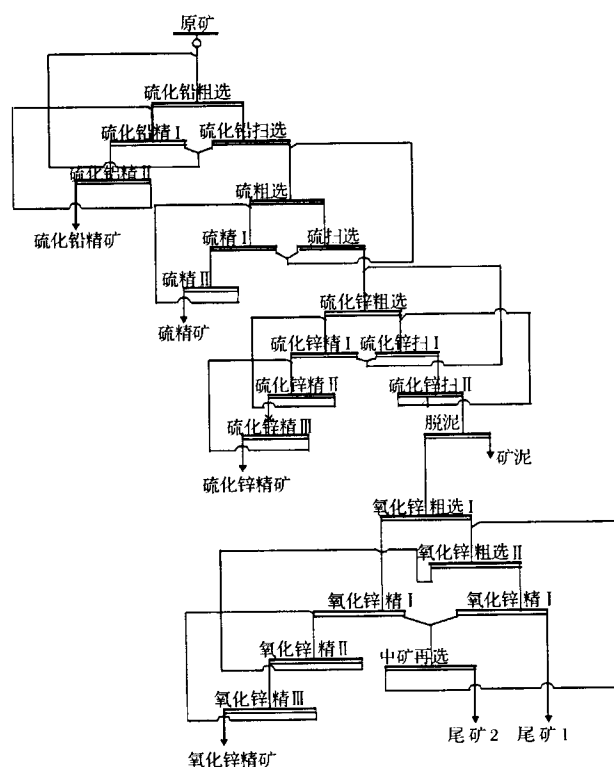


图 13 闭路试验工艺流程

Fig.13 Flowsheet of closed circuit flotation

3.5 闭路浮选试验

闭路浮选试验流程见图 13, 浮选试验结果见表 6。

表 6 闭路浮选试验结果
Table 6 Test results of closed circuit flotation

产品名称	产 率 / %	品 位 %			回 收 率 %		
		Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
硫化铅精矿	0.97	61.78	2.52	20.89	27.79	0.30	5.11
硫化锌精矿	4.72	0.49	50.44	27.43	1.07	29.17	32.66
氧化锌精矿	14.78	5.61	25.61	1.22	38.45	46.38	4.55
总锌精矿	19.50				39.52	75.55	37.21
矿 泥	12.85	2.48	6.69	1.26	14.78	10.54	4.09
硫精矿	4.26	2.23	3.31	40.82	4.41	1.73	43.86
尾 矿 1	52.05	0.44	1.70	0.55	10.62	10.84	7.22
尾 矿 2	10.37	0.60	0.82	0.96	2.88	1.04	2.51
总尾矿	62.42	0.47	1.55	0.62	13.50	11.88	9.73
原 矿	100.00	2.16	8.16	3.96	100.00	100.00	100.00

4 结 论

(1) 本试验矿样中锌矿物较复杂, 异极矿(硅酸锌)含量较高, 分布率为 16.91%; 其次水溶锌(锌矾)中锌分布率为 5.93%; 褐铁矿含锌分布率为 7.78%。该氧化铅锌矿为低品位复杂难选矿。

(2) 常规的硫化胺浮选法, 不能有效浮选该矿中的氧化锌矿, 尤其是水溶锌及硅酸锌。

(3) 采用新型浮选药剂制度, 调整剂 D-1、D-2 和捕收剂 MA 可有效地浮选氧化锌, 特别是回收了部分异极矿。

(4) 为低品位复杂难处理氧化锌开发提供了有

效的选矿技术支持。

参考文献:

- [1] 北京矿冶研究总院矿物工程所. 兰坪难选氧化铅锌矿全浮选新工艺开发小型试验研究报告[R]. 北京: 北京矿冶研究总院, 2004.
- [2] 北京矿冶研究总院矿物工程所. 兰坪难选氧化铅锌矿全浮选工艺新技术工业试验报告[R]. 北京: 北京矿冶研究总院, 2002.
- [3] 北京矿冶研究总院矿物工程所. 提高兰坪氧化铅锌矿石中锌选矿回收率研究报告[R]. 北京: 北京矿冶研究总院, 2001.

(上接第 29 页)

4 结 论

(1) 本研究通过对各影响因素的考察, 确定了在盐酸体系中采用滴加一定量的无污染氧化剂浸出钴白合金中的有价金属的最佳工艺参数为盐酸初始浓度为 5~6mol/L、浸出温度为 70~80℃、浸出时间为 60min、搅拌速度为 300~400r/min 及液固比为 5/1。在此条件下, 铜、钴浸出率均在 99.5% 以上。

(2) 采用试验所选的无污染氧化剂, 没有环境污染的问题并且浸出液中无外来杂质, 便于后续工序的金属分离。

(3) 浸出残渣中有价金属的含量少, 无需二次处理, 工艺简化。

参考文献:

- [1] 张健, 邹乔, 杨勇强. 海外铜资源的开发[J]. 有色金属工业, 2003(1): 27-28.
- [2] 戴志雄. 海外有色矿产资源开发正逢时[J]. 有色金属工业, 2004(12): 22-23.
- [3] C.B 吉尔. 有色金属提取冶金[M]. 陈望源, 译. 北京: 冶金工业出版社, 1988.
- [4] Volkert G, Frank K. 铁合金冶金学[M]. 俞辉, 顾镜清, 译. 上海: 上海科学技术出版社. 1978: 312-313.
- [5] 王含渊, 江培海, 张寅生, 等. 钴白合金湿法冶金工艺研究[J]. 矿冶, 1997, 6(1): 67-69.
- [6] 张愈祖, 蔡传算. 高温合金废料中钴铜的回收[J]. 铜业工程, 2002(2): 34-36.
- [7] 乐颂光, 夏忠让, 吕证华, 等. 钴冶金[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1987: 186-187.