选冶试验

复杂难选铅锑锌矿石选矿试验研究

罗增鑫,赖秋祥
(紫金矿业集团股份有限公司,福建 上杭 364200)

摘要:本文针对某复杂难选铅锑锌矿石,采用硫酸锌与亚硫酸钠组合抑制剂的无氰铅锌分离工艺,并使用新型有机抑制剂Q-Zn进行锌硫分离,小型闭路试验获得的铅锑精矿含Pb 25.32%、Sb 21.52%,铅回收率40.39%、锑回收率62.96%;锌精矿含Zn 44.81%,回收率79.00%;硫精矿含S 32.28%,回收率为49.13%。

关键词:铅锑锌;氧化矿;无氰;铅锌分离
doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2016.05.006
中图分类号:TD952 **文献标志码**:A **文章编号**:1000-6532(2016)05-0023-04

我国是铅锌生产和消费大国,随着经济的发展,铅锌等各种金属的需求量不断增加。由于易采选的硫化铅锌矿产资源的大量开发,难选的氧化铅锌矿产资源已经成为了重要的铅锌原料,但是氧化铅锌矿往往结构复杂,伴生组分很不稳定,并含大量的粘土矿等,氧化铅锌矿的选矿回收率也相对较低。因此探索和研究适合的选矿工艺,对该类资源的高效利用具有重要的价值。某铅锑锌矿由铁闪锌矿、脆硫铅锑矿组成,铅氧化严重,且可浮性差的铅铁矾含量达23.06%。矿石性质复杂,属难选铅锑锌矿。本研究以该矿为对象改变原来以氰化物为抑制剂的工艺,进行无氰铅锌分离的研究,伴生回收锑。

1 试样性质

该矿石的性质复杂,主要由铁闪锌矿、脆硫铅锑矿、黄铁矿、毒砂、磁黄铁矿、辉锑锡铅矿等主要金属矿物和石英、方解石等脉石矿物组成。原矿多元素化学分析结果见表1,试样物相分析结果见表2。由化学多元素分析可见,试样铅锑锌硫为有价回收元素,物相分析研究表明:铅锌矿物的氧化率分别达到57.29%、58.65%,铅物相复杂,铁铅矾所占比例大,达到23.06%。铅、锌矿物的氧化使更多的铅、锌金属矿物泥化严重。

表1 试样化学多元素分析结果/%

Table 1 Chemical analysis results of multi-elements of samples

Pb	Sb	Zn	S	Fe	SiO_2	CaO	Al_2O_3
0.422	0.229	1.35	6.78	5.86	32.5	10.8	15.62

表2 试样物相分析结果

Table 2 Phase analysis results of samples

相态	氧化铅	白铅矿	硫化铅	铁铅矾	总铅
含量/%	0.15	0.034	0.14	0.098	0.43
占有率/%	36.24	8.00	32.71	23.06	100.00
相态	氧化锌	硫化锌	硫酸锌	锌铁尖晶石	总锌
含量/%	0.63	0.55	0.074	0.078	1.33
占有率/%	47.37	41.35	5.56	5.86	100.00

2 试验结果与分析

2.1 铅浮选条件试验

2.1.1 铅浮选石灰用量试验

石灰除调节矿浆pH值外,还可作为黄铁矿与磁黄铁矿的抑制剂。黄铁矿与磁黄铁矿在碱性介质中表面可生成氢氧化铁亲水薄膜。另外,Ca^{2+}可在黄铁矿表面生成$CaSO_4$难溶化合物,也可起到抑制黄铁矿的作用[1-2]。在较佳磨矿细度为-0.074 mm 65%的情况下,进行石灰用量试验,试验流程见图1,试验结果见图2。

收稿日期:2015-04-24;**改回日期**:2015-10-15
作者简介:罗增鑫(1983-),男,工程师,主要从事湿法冶金及选矿工艺技术研究。

万方数据

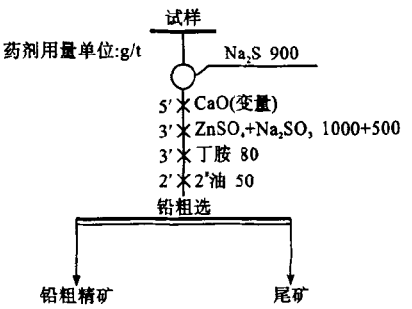

图 1 铅粗选条件试验流程

Fig. 1 Condition test process of lead roughing

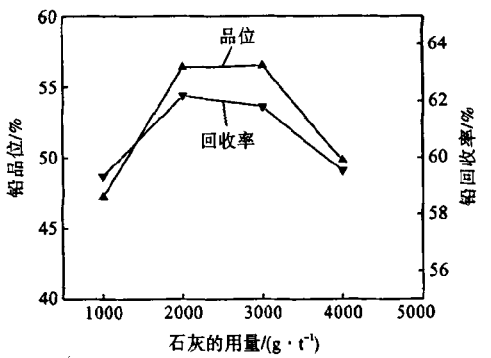

图 2 石灰用量试验结果

Fig. 2 Test results of the dosage of lime

由图 2 可以看出,在石灰用量小于 2000 g/t 时,随着石灰用量的增加,铅矿物的品位和回收率逐步提高。石灰用量再加大,pH 值升高,铅矿物的品位和回收率都有所下降,所以选用石灰用量 2000 g/t。

2.1.2 铅浮选硫化钠用量试验

硫化钠的用量过小不足以使矿物得到充分硫化,浮选时金属回收率不高;反之,用量过大,会使矿物重新受到抑制[3],硫化钠用量试验结果见图 3。

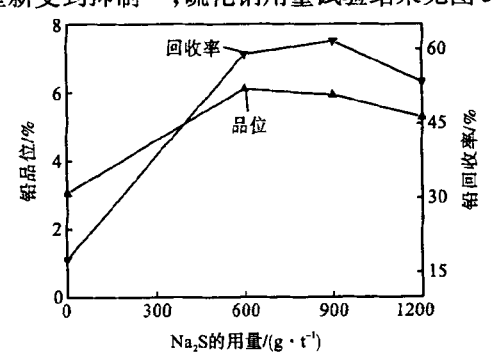

图 3 硫化钠用量试验结果

Fig. 3 Test results of the dosage of Na_2S

由试验结果可见,矿物经过硫化处理后,铅的浮选效果变化明显,铅粗精矿品位由 3.05% 提高到 6.12%,回收率由 17.69% 上升到 59.03%,主要由于该矿氧化矿含量较多,经硫化后,该部分氧化矿可以通过浮选回收。通过比较,硫化钠最佳用量为 900 g/t,硫化钠用量继续增加,将对铅矿物浮选产生抑制。

2.1.3 铅浮选抑制剂种类及用量试验

在以前的铅锌分离浮选作业中,常常用氰化物作为锌矿物的抑制剂,由于氰化物有剧毒,本研究选用硫酸锌与亚硫酸钠组合剂作锌矿物的抑制剂。与氰化物相比,具有无毒、亚硫酸钠易氧化等优点,故它们在无氰铅锌分离中得到了广泛的应用[4]。铅浮选抑制剂种类及用量试验以硫酸锌和亚硫酸钠作为组合抑制剂,硫酸锌和亚硫酸钠用量按照 2∶1 进行添加,试验结果见图 4。

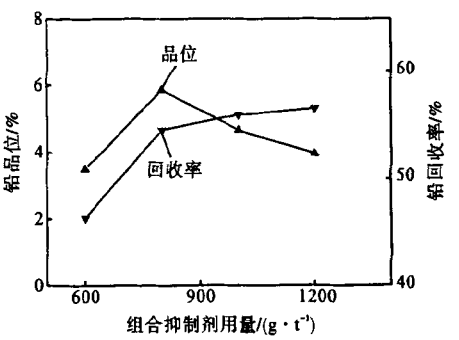

图 4 抑制剂用量试验结果

Fig. 4 Test results of the dosage of inhibitor

综合考虑铅的品位及回收率,硫酸锌+亚硫酸钠用量为(800+400) g/t。

2.1.4 捕收剂种类及用量试验

通过不同种类捕收剂探索试验,最终选定铅粗选以丁铵黑药为捕收剂,其用量试验结果见图 5。

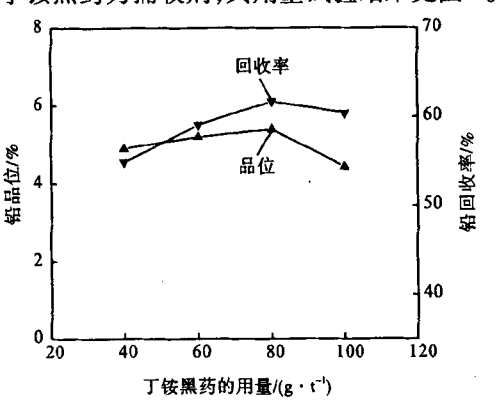

图 5 丁铵黑药用量试验结果

Fig. 5 Test results of the dosage of butylamine dithiophosphate

万方数据

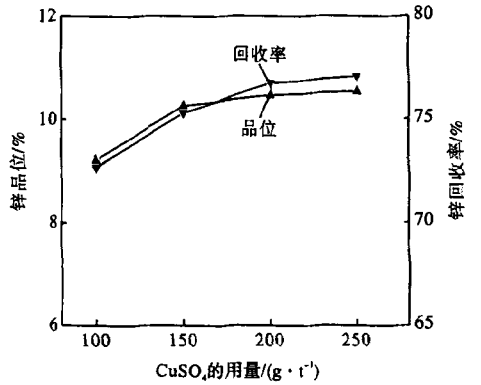

图6　锌浮选硫酸铜用量试验

Fig. 6　Test of the dosage of $CuSO_4$ in zinc flotation

从图5铅粗选丁铵黑药用量试验结果可以看出,随着丁铵黑药用量的增加,铅的品位呈缓慢下降趋势,铅的回收率呈上升趋势,但当丁铵黑药用量超过80 g/t以后,铅的回收率也有所下降。综合考虑捕收剂丁铵黑药用量为80 g/t。

2.2　锌粗选条件试验

2.2.1　硫酸铜用量试验

以丁黄药为捕收剂用量为80 g/t,起泡剂为2#油进行锌粗选活化剂用量试验。添加硫酸铜可以提高锌的回收率,硫酸铜用量试验结果见图6。综合考虑,本试验选用硫酸铜用量为200 g/t为宜。

2.2.2　锌硫分离抑制剂用量试验

常见的锌硫分离方法[5-6]主要有石灰法、石灰加温法等。石灰加温法由于能耗高,目前在生产中已经较少应用。石灰法由于其操作简便、经济性好而应用广泛,但其使用pH值高,设备易结垢、浮选过程泡沫过粘导致夹带严重。通过比较试验,本文采用新型有机抑制剂Q-Zn,根据试验结果确定Q-Zn较佳用量为20 g/t。

3　闭路试验

在详细条件试验及开路试验结果的基础上,进行了闭路试验,闭路试验流程见图7,闭路试验结果见表3。

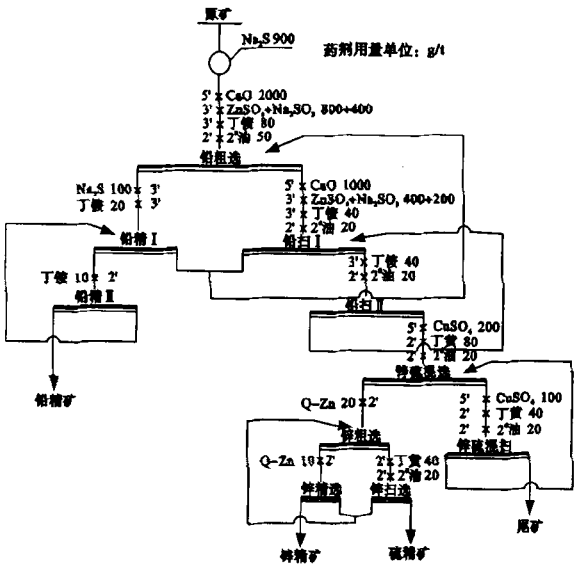

图7　闭路试验流程

Fig. 7　Closed-circuit test process

表3　闭路试验结果

Table 3　Closed-circuit test results

产品	产率/%	品位/%				回收率/%			
		Pb	Zn	Sb	S	Pb	Zn	Sb	S
铅精矿	0.67	25.32	1.47	21.52	5.09	40.39	0.73	62.96	0.50
锌精矿	2.38	0.46	44.81	0.68	23.68	2.61	79.00	7.07	8.31
硫精矿	10.32	0.17	0.76	0.14	32.28	4.18	5.81	6.31	49.13
尾矿	86.63	0.26	0.23	0.063	3.29	52.82	14.46	23.66	42.05
原矿	100.00	0.42	1.35	0.229	6.78	100.00	100.00	100.00	100.00

4　结　　语

(1)本试样中铅锌矿物的氧化率较高,分别达到57.29%、58.65%,铅物相复杂,属于复杂难选铅锌锑多金属矿。

(2)实验室闭路试验,获得铅精矿含Pb 25.32%、Sb 21.52%、Zn 1.47%,铅回收率为40.39%、锑回收率为62.96%;获得锌精矿含Zn 44.81%、Pb 0.46%、锌回收率79.00%;获得硫精矿含S 32.28%,回收率为49.13%。

(3)本试验使用硫酸锌与亚硫酸钠组合作为铁闪锌矿的抑制剂,取代了原工艺流程中的氰化物,消除了氰化物对环境的污染问题,具有一定的环境意义,采用新型有机抑制剂Q-Zn锌硫分离效果明显,改善了原有工艺石灰作抑制剂带来的弊端。

(下转18页)

万方数据

[10]王伟之,韩苗苗,刘天一.浮选柱在微细粒赤铁矿反浮选中的应用研究[J].矿山机械,2013,41(9):99-102.
[11]荣国强,刘炯天,刘莉君,等.旋流-静态微泡浮选柱液位自动控制系统设计[J].金属矿山,2007(5):62-64.
[12]柴天佑,丁进良,王宏,等.复杂工业过程运行的混合智能优化控制方法[J].自动化学报,2008,34(5):506-515.
[13]刘少文,蒙君荣,陈文,等.颗粒尺寸与药剂性质对胶磷矿浮选过程的影响[J].武汉工程大学学报,2014,36(2):25-30.

Research on Methods of Controlling Flotation Process

Liu Xiaoqing, Cheng Quan, Li Jin, Zhou Xiaodong
(College of Mechanical and Electrical Engineering, Zhoukou Normal University, Zhoukou Henan, China)

Abstract: Flotation is a complex process. In order to avoid arbitrariness and subjectivity of manual operation, to adjust the production process in real time, consequently ensure the production process can be conducted stably and smoothly, flotation mechanism and the entire process of a concentrator are analyzed. On this basis, control objectives are identified, which is to keep the dosage, the concentration of the ore, the ore volume constant. For each characteristic, the corresponding control strategy is developed. On/off solenoid valves are used for control of dosage, PID controller is used to adjust the ore concentration, and PI controller is used to adjust the amount of ore. Applied to the project of 'anti-flotation of red ore for a concentrator, the result shows that it can maintain the stability of the important process parameters and stable operation of important production equipments in the floatation process.

Keywords: Floatation process; Process control; PID controller; Parameter tuning

(上接25页)

参考文献:

[1]孙体昌,李定一,张洞仙.石灰与黄铁矿作用时间对抑制剂效果的影响及机理[J].有色金属:选矿部分,2002(2):41-43.
[2]吴双桥.低品位铅锌硫化矿铅锌分离试验研究[J].矿产综合利用,2010(4):15-17.
[3]陈锦金,周德炎,魏宗武,等.高铁泥化氧化铅锌矿的浮选试验研究[J].矿业研究与开发,2007(5):50-52.
[4]陈志强,胡真,叶威.广东某铅锌矿铅锌分离试验研究[J].有色金属:选矿部分,2011(2):8-10.
[5]胡熙庚.有色金属硫化矿选矿[M].北京:冶金工业出版社,2000.
[6]汪庭成,沈卫卫,王玉莲,等.新疆阿舍勒铜矿强化锌硫分离的试验研究及生产实践[J].有色金属:选矿部分,2009(3):1-4.

Experimental Research on Flotation of the Complex Refractory Lead, Zinc and Antimony Ore

Luo Zengxin, Lai Qiuxiang
(Zijin Mining Group Co., Ltd., Shanghang, Fujian, China)

Abstract: A combination of zinc sulfate and sodium sulfite cyanide-free process and novel organic inhibitors Q-Zn were used to separate lead-zinc minerals from the complex refractory lead, zinc and antimony ore. From the results of closed-circuit test a Pb-Sb concentrate with Pb grade of 25.32% and Pb recovery of 40.39%, antimony grade of 21.52% and Sb recovery of 62.69%;, and a Zn concentrate with Zn grade of 44.81%, and Zn recovery 79.00%; sulfur grade of 32.28%, and S recovery of 49.13%, were obtained.

Keywords: Lead zinc antimony; Oxide ore; Cyanide-free; Separation of lead and zinc

万方数据