

文章编号:1673-9981(2014)03-0186-05

从铜铅混浮尾矿中回收锌的研究

王国生¹,徐晓萍¹,高玉德¹,黄海威^{1,2}

1.广东省工业技术研究院(广州有色金属研究院),广州 广东 510650;

2.中南大学资源加工与生物学院,湖南 长沙 410083

摘要:内蒙某复杂多金属硫化矿含铜、铅、锌、银等有价金属,铜铅混浮的尾矿仍含锌硫.针对铜铅混浮尾矿的矿石性质,采用“锌硫混浮—锌硫分离”的原则流程从铜铅混浮尾矿中回收锌.锌硫混浮时,用硫酸铜作锌矿物的活化剂,用丁黄药作捕收剂,其精选为空白精选;锌硫分离时,添加石灰和适量水玻璃抑制硫化铁矿和石英等硅酸盐脉石.在给矿锌品位为1.55%时,获得锌精矿品位46.30%、回收率90.92%的试验指标,硫得到综合回收.

关键词:锌硫分离;尾矿处理;铜铅混浮;多金属硫化矿浮选

中图分类号:TD952,TD923

文献标识码:A

内蒙某复杂多金属硫化矿含铜、铅、锌、银等有价金属,在浮选铜铅后的尾矿中仍含锌硫,其中锌矿物主要是闪锌矿,此外还含有较多黄铁矿、磁黄铁矿等硫化矿物.由于浮选铜铅后的尾矿含有较多的锌矿物抑制剂,且闪锌矿易被铜离子活化,使得锌矿物与其他硫化矿物之间的分选难度加大^[1-2].本研究目的是在保证锌精矿品位大于45%、锌回收率90%的前提下,综合回收硫.

1 矿样性质

试验矿样为原矿经铜铅混浮后的尾矿,主要元素含量分析见表1,金属硫化矿主要为黄铁矿、白铁矿、闪锌矿、磁黄铁矿等,金属氧化物为少量褐铁矿、金红石、菱锌矿等,脉石矿物主要为石英和电气石,及少量绢云母、黑云母等.矿样粒度较细,−0.074 mm 粒级占86%以上,锌硫矿物与脉石矿物解离程度较高,但部分极细粒闪锌矿仍与黄铁矿紧密连生,给锌硫分离带来困难.

表1 矿样主要元素分析结果

Table 1 Main elements analysis of sample

元素	Cu	Pb	Zn	Ag	S	SiO ₂
含量 w/%	0.1	0.05	1.55	9.5g/t	2.72	65.25

2 试验流程的确定

本矿石中的锌矿物可浮性较好,且易被铜离子活化^[3],铜铅混浮时虽使用较多锌抑制剂,但仍有大量锌随铜铅进入精矿.铜铅混浮尾矿中的硫化铁矿和硫化锌矿可浮性均较好,若采用优先浮选工艺,则需继续添加抑制剂,这将不利于后续浮选,因此采用先锌硫混浮,再锌硫分离的原则流程.

3 试验结果与讨论

3.1 锌硫混浮硫酸铜用量的影响

锌硫混浮时用硫酸铜^[4]作锌的活化剂,按图1所示的流程进行硫酸铜用量试验,试验结果如图2

收稿日期:2014-02-14

作者简介:王国生(1957-),男,福建人,教授级高工,本科.

所示.

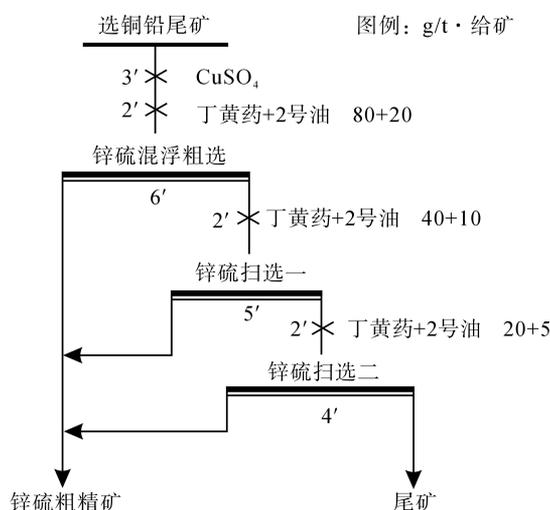


图 1 锌硫混浮硫酸铜用量试验流程

Fig.1 Test process chart of copper sulfate dosage in bulk flotation of zinc and sulfide ore

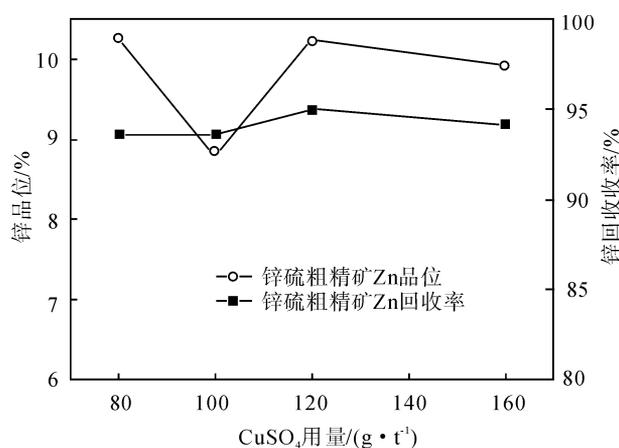


图 2 锌硫混浮硫酸铜用量试验结果

Fig.2 Experimental results of copper sulfate dosage in bulk flotation of zinc and sulfide ore

由图 2 可知,随着硫酸铜用量的增加,锌的作业回收率先增后减.当硫酸铜用量为 120 克/吨·给矿时,锌硫混合粗精矿的锌回收率和品位最高.

3.2 锌硫混浮丁黄药用量的影响

锌硫混浮时用硫酸铜作锌矿物的活化剂,丁黄药作捕收剂,按图 1 所示的流程采用一次粗选三次扫选,粗、扫选精矿合并为锌硫粗精矿.在粗选硫酸铜用量为 120 g/t 的条件下,进行丁黄药用量试验,扫选丁黄药用量在粗选基础上逐级减半,试验结果如图 3 所示.

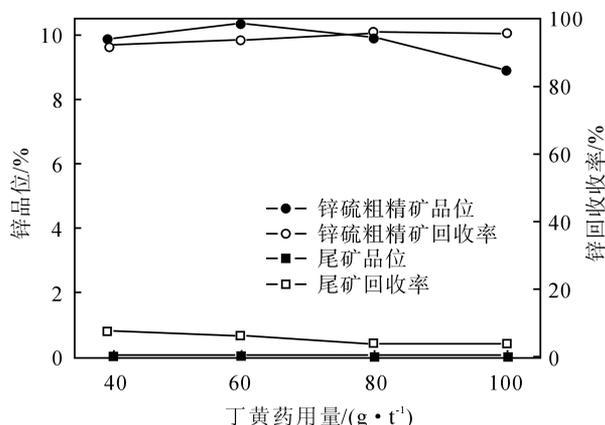


图 3 锌硫混浮丁黄药用量试验结果

Fig.3 Experimental results of sodium butyl xanthate dosage in bulk flotation of zinc and sulfide ore

从图 3 可看出,随着丁黄药用量的增加,锌硫粗精矿锌品位先增后降,锌回收率虽增加但提高幅度不大,而锌在尾矿中的损失率基本呈下降趋势,尾矿锌品位变化不大.故锌硫混浮粗选阶段丁黄药适宜用量为 80 克/吨·给矿.

3.3 锌硫粗精矿空白精选试验

为了提高锌硫混合粗精矿品位,同时降低粗精矿矿量,对锌硫粗精矿进行空白精选试验.试验流程为两次空白精选,精选尾矿合并为锌硫中矿.试验结果列于表 2.

表 2 锌硫空白精选试验结果

Table 2 Experimental results of collectorless concentrating of zinc and sulfide ore

产品名称	作业产率/%	品位 Zn/%	作业回收率 Zn/%
锌硫精矿	40.17	21.13	84.21
锌硫中矿	59.83	2.66	15.79
锌硫粗精矿	100.00	10.08	100.00

由表 2 可知,空白精选有助于提高锌硫精矿品位,同时获得的锌硫精矿产率仅为锌硫粗精矿的一半左右,可降低后续锌硫分离浮选作业的负荷.

3.4 锌硫分离石灰用量的影响

锌硫分离有抑硫浮锌和抑锌浮硫两种方案,最常用的是浮锌抑硫法.锌硫分离常用的抑制剂方案^[5]有:石灰或石灰+少量氰化物法、加温法.加温法浮选成本较高,且流程复杂,而氰化物对环境污染较大,故本次试验采用石灰抑制黄铁矿.锌硫分离过程中不添加捕收剂.按图 4 所示的流程进行石灰用

量试验,试验结果如图5所示.

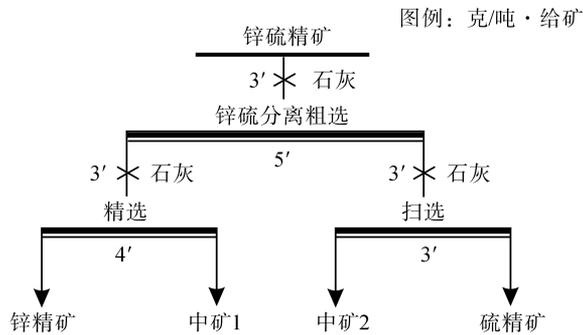


图4 锌硫分离石灰用量试验流程图

Fig.4 Flow chart of lime dosage in separation of zinc and sulfide ore

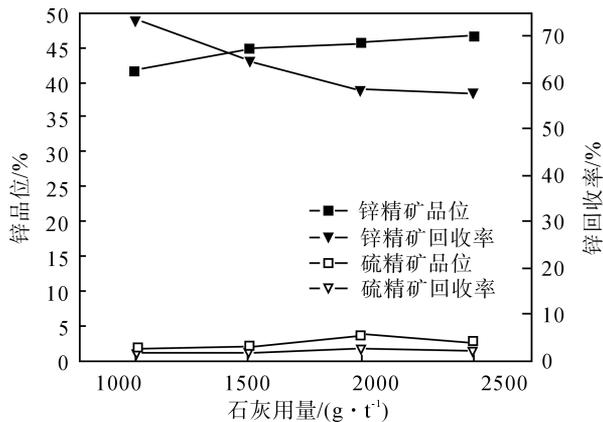


图5 锌硫分离粗选石灰用量试验结果

Fig.5 Experimental results of lime dosage in separation of zinc and sulfide ore

由图5可知,随着石灰用量增加,锌精矿品位增加,回收率降低,而硫精矿的锌品位和回收率呈增加趋势.考虑合格锌精矿品位要大于45%,且保证锌回收率,锌硫分离粗选、精选、扫选适宜的石灰用量分别为1500,500,750克/吨·给矿.

3.5 开路试验结果

根据条件试验结果,选择适宜的药剂用量,适当增加精选次数,在扫选作业添加少量捕收剂和起泡剂进行开路试验,试验流程如图6所示,试验结果列于表3.

表3 锌硫浮选开路试验结果

Table 3 Open-circuit experimental results of zinc and sulfide ore flotation

产品名称	作业产率/%	品位 Zn/%	回收率 Zn/%
锌精矿	1.07	47.86	50.72
锌硫中1	2.10	2.99	6.21
锌硫中2	1.95	3.50	6.75
锌硫中3	0.78	5.36	4.13
锌硫中4	1.04	0.27	0.27
锌硫中5	1.78	14.10	24.80
锌硫中6	0.15	4.84	0.73
硫化矿	0.66	2.14	1.41
尾矿	90.47	0.06	4.98
给矿	100.00	1.01	100.00

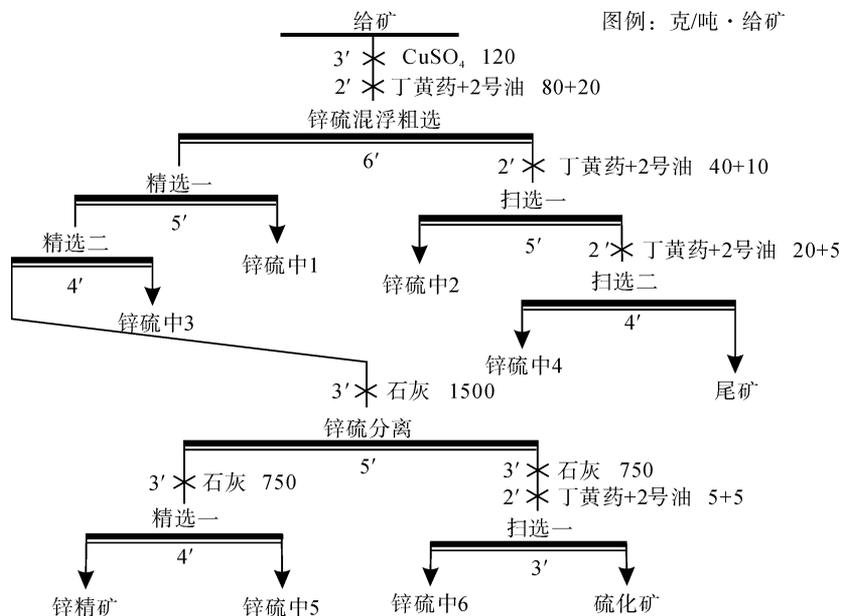


图6 锌硫浮选开路试验流程

Fig.6 Open-circuit test process of zinc and sulfide ore flotation

由表3可知,对于Zn品位1.01%的给矿,经过开路试验可获得Zn品位47.86%、Zn回收率50.72%的锌精矿。

3.6 闭路试验结果

在锌硫浮选开路试验的基础上进行闭路试验,

闭路试验时考虑中矿返回的影响,对开路试验的工艺条件进行适当调整,在锌硫分离粗选作业添加少量水玻璃,以强化对石英等硅酸盐脉石的抑制作用。硫化矿浮选的闭路试验工艺流程如图7所示,试验结果列于表4。

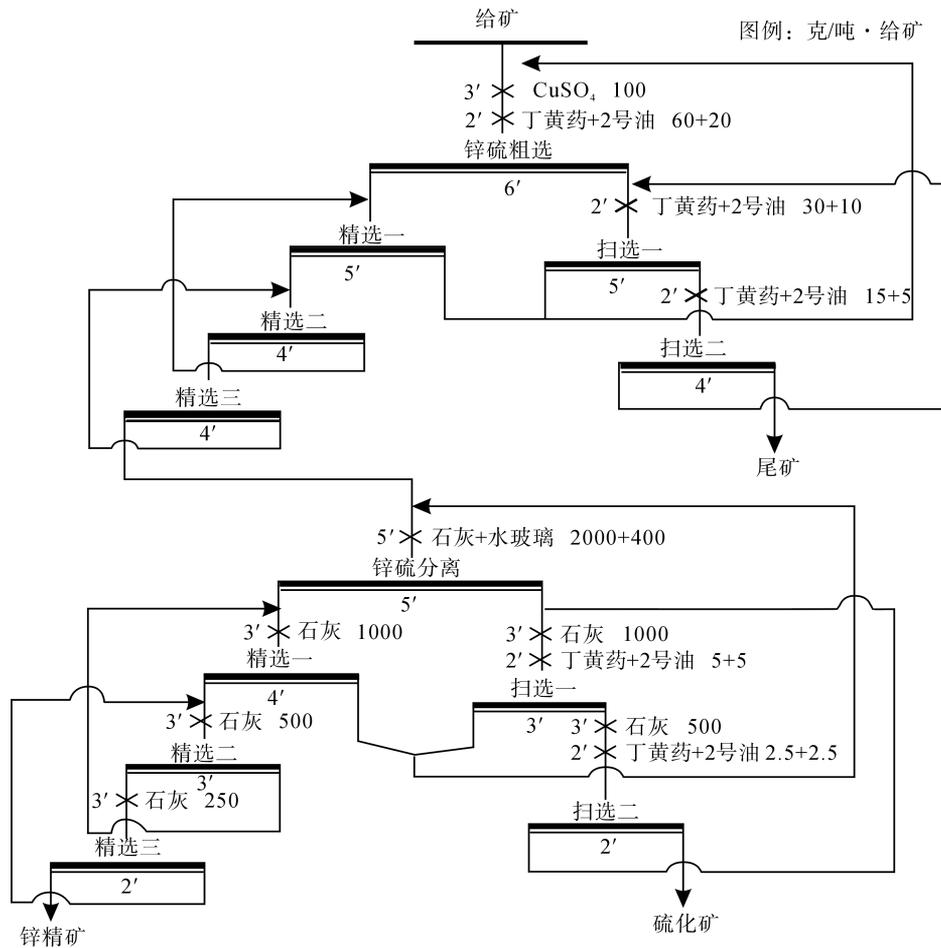


图7 锌硫浮选闭路试验流程

Fig.7 Closed-circuit test process of zinc and sulfide ore flotation

表4 锌硫浮选闭路试验结果

Table 4 Closed-circuit test results of zinc and sulfide ore flotation

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		Zn	S	Zn	S
锌精矿	3.03	46.3	31.14	90.92	34.69
硫化矿	1.32	4.81	49.08	4.13	23.82
尾矿	95.65	0.08	1.18	4.95	41.50
给矿	100.00	1.55	2.72	100.00	100.00

由表4可知,通过闭路试验获得的锌精矿Zn品位46.30%、Zn回收率90.92%,符合锌精矿品位大

于45%的要求,锌回收率也较高。

4 结 论

针对铜铅混浮尾矿的矿石性质,采用“锌硫混浮—锌硫分离”的原则流程从铜铅混浮尾矿中回收锌。锌硫混浮时,用硫酸铜作锌矿物的活化剂,用丁黄药作捕收剂,其精选为空白精选;锌硫分离时,添加石灰和适量水玻璃抑制硫化铁矿和石英等硅酸盐脉石。在给矿锌品位为 1.55% 时,获得锌精矿品位 46.30%、回收率 90.92% 的指标,硫得到综合回收。

参考文献:

- [1] T·N·赫麦雷娃,李长根,崔洪山.在被铜活化的闪锌矿黄药诱导浮选中亚硫酸氢钠的抑制作用[J].国外金属矿选矿,2007(1):29-36.
- [2] 王云,张丽军.复杂铜铅锌多金属硫化矿选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分),2007(6):1-6.
- [3] 陈代雄,杨建文,李晓东.高硫复杂难选铜铅锌选矿工艺流程试验研究[J].有色金属(选矿部分),2011(1):1-5.
- [4] 黄思捷,朱阳戈,张保丰.某铜锌硫化矿浮选分离试验研究[J].金属矿山,2012(1):84-87.
- [5] 胡为柏.浮选[M].北京:冶金工业出版社,1983.

Research on recovery zinc sulfide minerals from a tailing of copper-lead bulk flotation

WANG Guosheng¹, XU Xiaoping¹, GAO Yude¹, Huang Haiwei^{1,2}

1. Guangdong General Research Institute for Industrial Technology (Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals), Guangzhou 510650, China; 2. School of Resources Processing and Bio-engineering, Central South University, Changsha 410083, China

Abstract: A tailing was obtained from a Neimeng polymetallic sulfide ore, which was composed of copper, lead, zinc, silver and other valuable metal by copper-lead bulk flotation. It remains to be valuable for the zinc and sulfur. According to the characteristics of tailing, a process of zinc-sulfur bulk flotation and separation were used to recovery the zinc. In the zinc-sulfur bulk flotation, copper sulfate was added as an activator of zinc, while the sodium butyl xanthate was utilized as a collector of sulfide ore and zinc, and the lime and sodium silicate as the depressors of sulfide ore. When the feeding contained 1.55% of zinc, a Zn concentrate with grade 46.30% and recovery rate 90.92% was obtained, in addition, the sulfur was comprehensively recovered as well.

Key words: separation of zinc and sulfide ore; tailing disposal; bulk flotation of copper and lead; polymetallic sulfide ore flotation