

配碳还原焙烧-常规浸出处理锌精矿试验

曾 军¹, 谢雪珍¹, 叶有明¹, 蓝峻峰¹, 廖政达¹, 陈进中²

(1. 广西科技师范学院食品与生化工程学院, 广西 来宾 546199;

2. 桂林理工大学材料科学与工程学院, 广西 桂林 541004)

[摘 要] 在我国, 锌冶炼以传统的“焙烧-浸出-净化-电解-熔铸”工艺为主, 由于锌资源的匮乏, 炼锌原料主要为高铁闪锌矿。在冶炼过程中, 不可避免地生成铁酸锌, 由于铁酸锌性质比较稳定, 使锌的浸出率降低, 不仅浪费锌铁资源, 还严重污染环境。基于此, 以广西某锌冶炼厂的锌精矿为研究对象, 采用配碳焙烧-浸出工艺来使三价铁还原成二价铁, 从而防止铁酸锌的生成, 以此来提高锌的浸出率。采用 X-射线荧光光谱(XRF)测定元素含量, 以分析原料特性。通过试验研究配碳比例、焙烧温度、焙烧时间、配碳种类及浸出方式对浸出率的影响, 以确定最优的配碳焙烧-浸出工艺条件。结果表明, 锌精矿采用配碳焙烧最佳的工艺条件为: 焙烧温度 950 ℃、焙烧时间 1.5 h、配碳比例 3%, 在此条件下, 使用活性炭可以使锌的浸出率达到 84.39%, 而不配碳焙烧的条件下, 锌的浸出率仅为 65.32%。通过配碳焙烧可以使三价铁还原成二价铁, 有效防止铁酸锌的生成, 从而提高锌的浸出率。通过反酸浸出, 使用还原煤可以使锌的浸出率达到 78.42%, 远远低于常规浸出。因此, 常规浸出工艺比反酸浸出工艺更适合配碳焙烧浸出工艺。

[关键词] 锌精矿; 铁酸锌; 配碳焙烧; 浸出率

[中图分类号] TF803

[文献标志码] A

[文章编号] 1672-6103(2022)02-0054-07

DOI:10.19612/j.cnki.cn11-5066/tf.2022.02.009

由于锌具有优良的加工性能、抗腐蚀性和电学特性, 在工业的各个方面均有广泛的应用^[1]。我国目前面临着日益严重的锌精矿短缺问题, 因此, 需要发展新的生产工艺, 提高资源的综合利用率^[2]。

我国的锌冶炼以传统的“焙烧-浸出-净化-电解-熔铸”工艺为主^[3], 冶炼过程中产生的浸出渣属于有害渣, 渣中锌、铁及稀贵金属的含量比较高。在湿法炼锌中, 使用的原料基本是高铁硫化锌精矿, 在

氧化焙烧工序中不可避免地产生了大量难以溶解的铁酸锌^[4-5]。在浸出过程中, 锌主要以铁酸锌的形式存在于浸出渣^[6]中。由于铁酸锌的结构非常稳定, 传统的酸浸工艺难以将其浸出, 从而导致锌的浸出率低, 而且铁酸锌的生成会使很多有价金属进入到铁酸锌的晶格中, 严重影响了锌、铜、钴等有价金属的回收率以及铁的利用率。因此, 未来的锌冶炼工艺应该围绕着铁、锌的高效分离及资源的综合利用来开展, 而铁酸锌的分解是实现铁、锌高效分离及资源综合利用的基础^[7]。

湿法工艺中采用高温强酸强制溶解铁酸锌, 使锌和铁同时进入溶液, 增加了复杂的除铁工序^[8]。该工艺产生的沉铁渣中不仅夹杂着锌, 降低了锌回收率, 而且堆存的沉铁渣还会带来严重的环境污染和伴生的稀贵金属损失问题^[9-10]。

有学者提出在锌焙砂中对铁酸锌进行处理, 比如采用还原焙烧方法^[11-13]。还原剂有固态和气态之分, 固态还原剂有煤粉、褐煤、木炭等, 气态还原剂主要有 CO、H₂ 等。黄炜等^[14-15]在锌焙砂还原焙烧

[收稿日期] 2021-11-26

[作者简介] 曾军(1996—), 男, 广东河源人, 硕士, 主要研究方向为湿法冶金。

[通信作者] 谢雪珍(1983—), 女, 广西柳州人, 高级工程师, 主要从事有色金属深加工产品的生产和开发。

[基金项目] 广西无机材料绿色制备与应用重点实验室培育建设(桂科 AD20297139); 广西科技师范学院青年科研创新团队——无机材料制备及清洁生产攻关小组(GXKS2020QNTD04); 来宾市金属材料加工与清洁生产重点实验室(来科能 193301)。

[引用格式] 曾军, 谢雪珍, 叶有明, 等. 配碳还原焙烧-常规浸出处理锌精矿试验[J]. 中国有色冶金, 2022, 51(2): 54-60.

工艺中使用的是煤粉,他们研究出还原焙烧工艺能够使锌焙砂中的铁酸锌含量得到有效的降低,提高了可溶锌收率。E. M. Weenink 等^[16]使用 CO-CO₂ 混合气体对锌焙砂进行闪速还原焙烧,使铁酸锌在高温还原分解的同时将氧化锌还原分解为锌蒸汽,从而达到锌、铁分离的目的。Kaponeba^[17]提出锌焙砂还原沸腾焙烧的方法,在 CO 中加入 CO₂, CO/CO₂ 物质的量比为 0.33~0.5。Lee Fui Tong^[18]分别使用 CO-CO₂ 和 CO-N₂ 2 种不同混合气体对铁酸锌进行分解研究,发现使用 CO-N₂ 气体的还原反应速率比使用 CO-CO₂ 气体的高。

在前人研究工作基础上,提出高铁锌精矿配碳焙烧-浸出的新工艺,为了有效抑制铁酸锌的生成,先通过配碳对高铁锌精矿进行还原焙烧,使锌精矿在碳还原条件下,把部分三价铁还原成二价铁,而不会形成铁酸锌,使锌、铁在浸出过程中可以得到有效的分离。

1 试验原料及仪器

1.1 试验原料

高铁锌精矿来自某锌冶炼企业,呈暗黑色,其含水率为 4%~6%,不易吸水。将原料用粉碎机粉碎后,置于 80℃ 的干燥箱中干燥 8 h,取样后对元素含量进行分析。

锌精矿的元素含量使用 X-射线荧光光谱(XRF)进行测量分析,分析结果见表 1。由表 1 可知,锌精矿中的锌含量为 48.17%,而铁含量较高,为 16.19%。

表 1 锌精矿的 XRF 分析结果

Tab. 1 XRF analysis of zinc concentrate %

元素	含量	元素	含量
Zn	48.17	Sn	0.283
S _x	29.79	Pb	0.175
Fe	16.19	Mn	0.155
Si	1.02	Sb	0.132
W	0.93	In	0.128
W	0.93	As	0.084
Cd	0.505	Ba	0.026 2
Cu	0.394	Cr	0.005 3

1.2 试验设备及试剂

试验设备:Optima 8000 电感耦合等离子体发射

光谱仪(美国 PerkinElmer),ZSX Primus II X-射线荧光光谱仪(Rigaku),X' Pert PROX-射线衍射仪(荷兰帕纳科(PANalytical)公司),JJ-1A 数显电动搅拌器(金坛区西城新瑞仪器厂),SGQ-6-10B 气氛炉(湘潭市三星仪器有限公司)。

试验试剂:硫酸(西陇科学股份有限公司),AR 级,98%;焦炭、木炭、活性炭和还原煤,均购自桂林市贝尔实验器材有限公司。

2 试验流程及方法

2.1 试验流程

本试验采用 3 种不同的试验工艺:锌精矿不配碳焙烧-传统浸出工艺、锌精矿配碳焙烧-传统浸出工艺和锌精矿配碳焙烧-反酸浸出工艺。

锌精矿不配碳焙烧-传统浸出工艺流程,如图 1 所示。

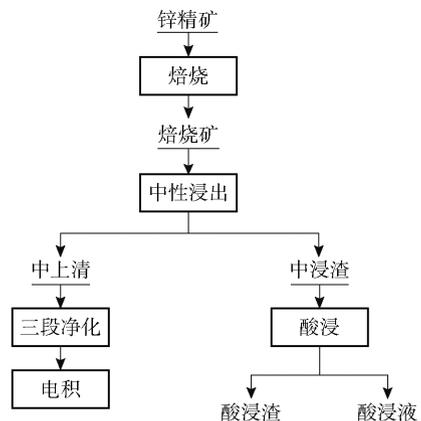


图 1 锌精矿不配碳焙烧-传统浸出工艺流程

Fig. 1 Carbon-free roasting-traditional leaching process flow of zinc concentrate

锌精矿配碳焙烧-传统浸出工艺流程,如图 2 所示。

锌精矿配碳焙烧-反酸浸出工艺流程,如图 3 所示。

2.2 配碳焙烧方法

称取 30g 高铁锌精矿和一定量的碳粉充分混匀后装入刚玉方舟,并在样品中划上均匀的细线,以增加样品和空气的接触面积,使样品能得到充分的焙烧。将刚玉方舟放入气氛炉的恒温区处,设定气氛炉的温度,待气氛炉升温至试验所需的温度后再恒温一定的时间。焙烧结束后,使气氛炉自然降温,待炉内温度降至 50℃ 以下后取出焙烧样品,用于后续

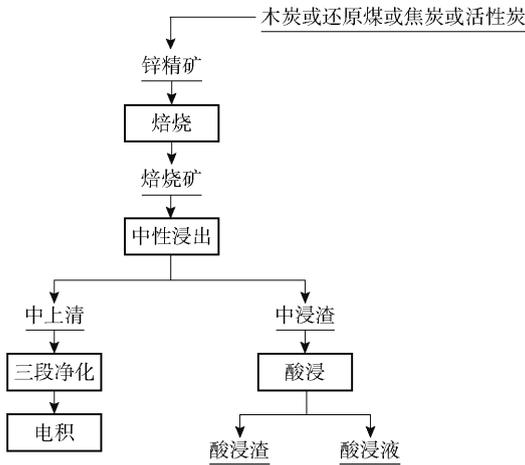


图2 锌精矿配碳焙烧-传统浸出工艺流程

Fig. 2 Carbon roasting-traditional leaching process flow of zinc concentrate

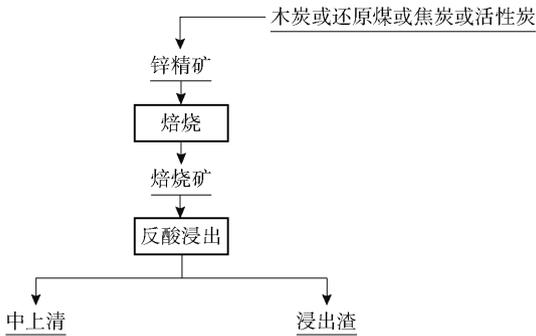


图3 锌精矿配碳焙烧-反酸浸出工艺流程

Fig. 3 Process flow of carbon roasting-acid reverse leaching of zinc concentrate

的浸出试验及相关分析检测。

2.3 浸出试验方法

准确称取一定量的焙烧样品放入锥形瓶内,配制一定浓度的硫酸作浸出液,按照一定的液固比加入配制好的浸出液。将锥形瓶放入集热式磁力加热搅拌器内进行水浴加热,同时搅拌,按照设定的浸出时间、浸出温度和搅拌速度进行浸出试验,得到的浸出液使用循环水式多用真空泵进行液固分离,滤渣放入干燥箱干燥,滤液经稀释后取样保存,用电感耦合等离子体发射光谱仪(ICP)进行测试。

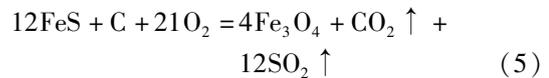
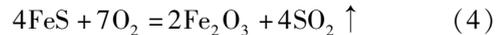
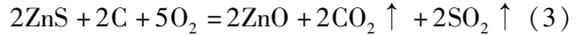
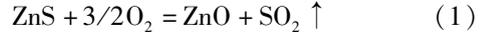
3 试验结果及分析

采用配碳焙烧的方式使铁酸锌分解为氧化锌和四氧化三铁,以此来提高锌的浸出率。主要考察了

配碳比例、焙烧温度、焙烧时间、配碳种类和不同的浸出方式对浸出率的影响。

3.1 热力学分析

在试验前,先进行热力学分析,证明其试验可行性。在硫化锌精矿氧化焙烧过程中,锌和铁的焙烧反应如式(1)、式(4)所示;当在锌精矿中添加碳作为还原剂之后,能发生式(2)~(3)和式(5)所示反应。



根据物质在 298 K 下的标准生成焓和吉布斯自由能函数,可计算出任何温度下标准吉布斯自由能。本试验所需热力学数据见表 2^[19]。

表2 反应中所涉及物质的热力学数据

Table 2 Thermodynamic data on substances involved in the reaction

编号	化合物	$\Delta_f H_{298}^\circ / (\text{kJ} \cdot \text{mol}^{-1})$	$\varphi'_{i,T} / (\text{J} \cdot \text{mol}^{-1} \cdot \text{K}^{-1})$			
			1 000 K	1 100 K	1 200 K	1 300 K
1	ZnS	-205.183	82.658	86.154	89.482	92.435
2	O ₂	0	220.820	223.02	225.114	227.10
3	ZnO	-348.109	67.163	70.541	73.764	76.841
4	SO ₂	-296.813	271.172	274.49	277.67	280.72
5	C	0	12.680	13.849	14.990	16.101
6	Zn	0	58.774	61.435	65.518	75.114
7	CO ₂	-393.505	235.946	239.18	242.29	245.26
8	FeS	-100.414	96.575	101.116	105.37	109.37
9	Fe ₂ O ₃	-825.503	152.501	162.29	171.54	180.27
10	Fe ₃ O ₄	-1 118.383	242.034	255.09	268.33	280.89

图4为绘制吉布斯自由能-温度曲线,可见反应(1)和反应(2)在试验温度下的反应吉布斯自由能是相近的,即2个反应难易程度相近,表明在碳存在的情况下,锌有可能被还原成单质锌,但在空气中持续焙烧,则能发生反应(3)。反应(3)的反应吉布斯自由能远小于反应(1)和反应(2)的反应吉布斯自由能,表明在持续焙烧中,反应(3)是更容易发生的,即使锌在焙烧过程可能会被还原成单质锌,但最终还是会被氧气氧化成 ZnO,表明添加碳对硫化锌

精矿的氧化没有影响。另外,从曲线可以看出,反应(5)的反应吉布斯自由能远小于反应(4),表明在焙烧过程中,反应(5)是更容易发生的,即在焙烧过程中,在碳存在的情况下,铁被氧化成 Fe_2O_3 ,再进一步被碳还原成 Fe_3O_4 。

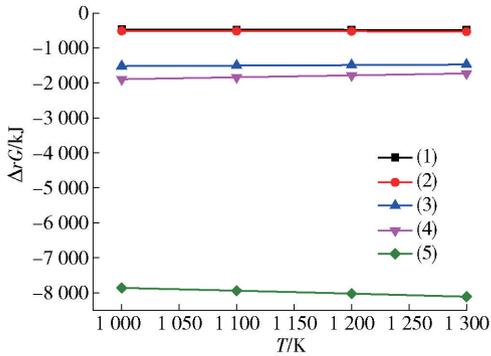


图4 主要反应生成吉布斯自由能与温度关系曲线

Fig. 4 Relationship curves of generated Gibbs free energy in main reactions and temperature

3.2 配碳比例对锌的浸出率的影响

在焙烧温度 950 °C、焙烧时间 1.5 h、使用活性炭作为还原剂的条件下,考察配碳比例对锌浸出率的影响,试验结果如图 5 所示。

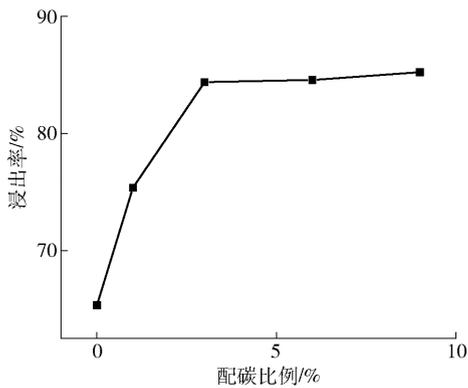


图5 配碳比例对锌浸出率的影响

Fig. 5 Influence of carbon ratio on leaching rate of zinc

由图 5 可知,在相同的焙烧浸出条件下,不配碳焙烧的锌浸出率仅为 65.32%,而通过配碳焙烧以后,锌的浸出率得到了明显的提升,可达到 85% 左右,这表明在碳的还原条件下,可以把三价铁还原成二价铁而不会形成铁酸锌。在配碳比例为 3% 时,锌的浸出率为 84.39%,而当配碳比例达到 6% 时,锌的浸出率仅仅提升了不到 1%,为 85.25%。考虑

到实际生产成本问题,后续试验配碳比例采用 3%。

3.3 焙烧温度对锌浸出率的影响

在焙烧时间为 1.5 h、使用活性炭作为还原剂、配碳比例 3% 的试验条件下,考察焙烧温度对锌浸出率的影响,试验结果如图 6 所示。

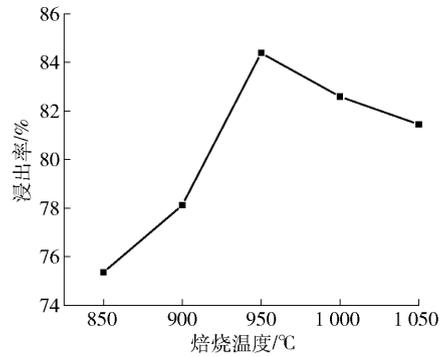


图6 焙烧温度对锌浸出率的影响

Fig. 6 Effect of roasting temperature on leaching rate of zinc

由图 6 可知,焙烧温度在 950 °C 以下的时候,锌的浸出率随着温度的升高而升高,在焙烧温度为 950 °C 时,锌的浸出率达到最大值为 84.39%。但是在焙烧温度超过 950 °C 后,浸出率呈现出下降趋势。这是由于锌在高温下发生烧结,导致气孔率下降,跟空气接触的面积减少,从而导致锌的浸出率降低。因此,最佳焙烧温度为 950 °C。

3.4 焙烧时间对锌浸出率的影响

在焙烧温度 950 °C、使用活性炭作为还原剂、配碳比例 3% 的试验条件下,考察焙烧时间对锌浸出率的影响,试验结果如图 7 所示。

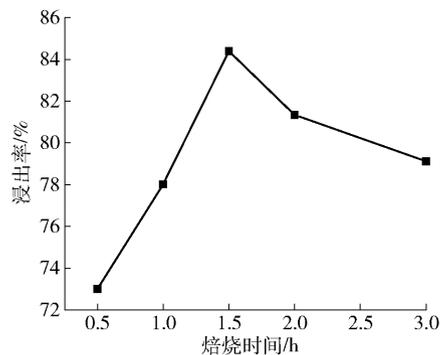


图7 焙烧时间对锌浸出率的影响

Fig. 7 Effect of roasting time on leaching rate of zinc

由图 7 可知,焙烧时间对锌的浸出率有着比较明显的影响。焙烧时间在 1.5 h 以下的时候,锌的

浸出率随着时间的增加而升高,在焙烧时间为 1.5 h 时,锌的浸出率达到最大值,为 84.39%。但是在焙烧时间超过 1.5 h 后,浸出率呈现出下降趋势,这是由于焙烧时间过长,被还原的二价铁又氧化成三价铁,与氧化锌生成了铁酸锌。因此,最佳焙烧时间为 1.5 h。

3.5 配碳种类对锌浸出率的影响

在焙烧温度 950 ℃、焙烧时间 1.5 h、配碳比例 3% 的试验条件下,考察配碳种类(焦炭、木炭、活性炭、还原煤)对锌浸出率的影响,试验结果如图 8 所示。

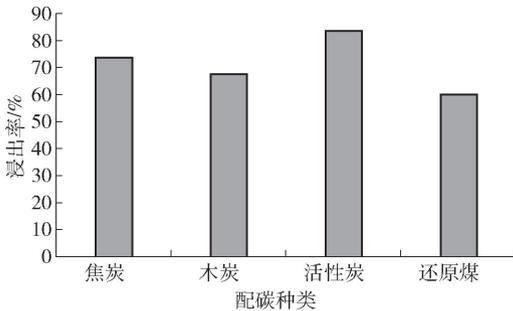


图 8 配碳种类对锌浸出率的影响

Fig. 8 Influence of carbon species on leaching rate of zinc

由图 8 可知,在同样的焙烧浸出条件下,活性炭可以使锌的浸出率达到最大,为 84.39%;其次是焦炭,锌的浸出率为 73.97%;然后是木炭,锌的浸出率为 68.16%;当使用的碳为还原煤时,锌的浸出率最低,仅有 60.55%。因此,在焙烧温度 950 ℃、焙烧时间 1.5 h、配碳比例 3% 的试验条件下,活性炭是最适合配碳焙烧浸出工艺。

3.6 浸出方式对锌浸出率的影响

在焙烧温度 950 ℃、焙烧时间 1.5 h、配碳比例 3% 的试验条件下,使用反酸浸出工艺考察配碳种类对锌浸出率的影响,试验结果如图 9 所示。

由图 9 可知,在同样的焙烧浸出条件下,还原煤可以使锌的浸出率达到最大,为 78.42%;其次是木炭,锌的浸出率为 76.08%;然后是焦炭,锌的浸出率为 62.71%;当使用的碳为活性炭时,锌的浸出率最低,仅有 54.81%。因此,在焙烧温度 950 ℃、焙烧时间 1.5 h、配碳比例 3% 的试验条件下,还原煤相对其他 3 种更适合反酸浸出工艺。但通过与常规浸出比较,反酸浸出的浸出率远低于常规浸出。

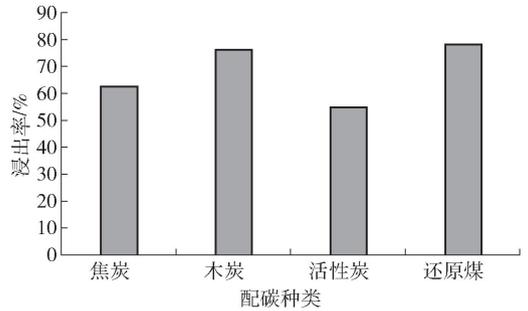


图 9 反酸浸出工艺配碳种类对锌浸出率的影响

Fig. 9 Effect of acid reverse leaching on leaching rate of zinc

4 结论

为了有效分离锌精矿中的铁、锌,采用高铁锌精矿配碳焙烧-浸出工艺对某锌冶炼企业的高铁锌精矿进行了试验,取得了良好的分离效果。

1) 试验确定的较优配碳焙烧-浸出工艺参数为焙烧温度 950 ℃、焙烧时间 1.5 h、配碳比例 3%,在采用活性炭作为还原剂的情况下,锌浸出率可达到 84.39%。

2) 采用配碳焙烧-反酸浸出工艺时,还原煤最适合作为还原剂,但在较优浸出条件下,浸出率仅达到 78.42%,远低于活性炭作还原剂的配碳焙烧-浸出工艺。

3) 研究表明,锌精矿可以在碳的还原条件下,把三价铁还原成二价铁来防止铁酸锌的生成,有效提高了锌的浸出率。

[参考文献]

- [1] 侯栋科. 铁酸锌还原过程机制与锌焙砂还原焙烧工艺研究[D]. 长沙:中南大学,2014.
HOU Dongke. Study on reduction process mechanism of zinc ferrite and reduction roasting of zinc calcine [D]. Changsha: Central South University, 2014.
- [2] 王纪明. 锌焙砂还原焙烧及选择性浸出工艺研究[D]. 长沙:中南大学,2012.
Wang Jiming. Study on reduction roasting of zinc calcine and selective leaching [D]. Changsha: Central South University, 2012.
- [3] 王吉坤,冯桂林. 铅锌冶炼生产手册[M]. 北京:冶金工业出版社,2012.
Wang Jikun, Feng Guilin. Lead and zinc smelting production manual [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2012.
- [4] 杨大锦,朱华山,陈加希,等. 湿法提锌工艺与技术[M]. 北京:冶金工业出版社,2006.

- YANG Dajin, ZHU Huashan, CHEN Jiayi, et al. Process and technology of wet zinc extraction [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2006.
- [5] 株洲冶炼厂《冶金读本》编写小组. 锌的湿法冶炼[M]. 长沙: 湖南人民出版社, 1973: 8-9.
- Zhuzhou smelter *metallurgical reader* writing group. Hydrometallurgical of zinc [M]. Changsha: Hunan People's Publishing House, 1973: 8-9.
- [6] 倪恒发, 翟爱萍, 张新庄. 锌冶炼湿法技术应用的探讨[C]. 2010(南昌)中西部第三届有色金属工业发展论坛论文集. 河南豫光锌业有限公司, 2010: 51-56.
- Ni Hengfa, ZHAI Aiping, ZHANG Xin Zhuang. Discussion on the application of wet process technology in zinc smelting [C]. 2010 (Nanchang) the Third Midwest Non-ferrous Metal Industry Development Forum Proceedings. Henan Yuguang Zinc Industry Co., LTD., 2010: 51-56.
- [7] 李密. 锌焙砂选择性还原与铁锌分离的基础研究[D]. 长沙: 中南大学, 2013.
- LI Mi. Fundamental research on selective reduction of zinc calcine and separation of zinc and iron [D]. Changsha: Central South University, 2013.
- [8] ELGERSMA F, KAMST G F, WITKAMP G J, et al. Acidic dissolution of zinc ferrite [J]. Hydrometallurgy, 1992, 29(29): 173-189.
- [9] ZHANG Y, LI X, PAN L, et al. Effect of mechanical activation on the kinetics of extracting indium from indium-bearing zinc ferrite [J]. Hydrometallurgy, 2010, 102(1-4): 95-100.
- [10] 黄柱成, 蔡江松, 杨永斌, 等. 浸锌渣中有价元素的综合利用 [J]. 矿产综合利用, 2002(3): 46-49.
- HUANG Zhucheng, CAI Jiagsong, YANG Yongbin, et al. Comprehensive recovery of valuable elements from zinc-leaching residue [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2002 (3): 46-49.
- [11] 王福生, 车欣. 浸锌渣综合利用现状及发展趋势 [J]. 天津化工, 2010, 24(3): 1-3.
- WANG Fusheng, CHE Xin. Status and development trend of comprehensive utilization of zinc leaching slag [J]. Tianjin Chemical Industry, 2010, 24(3): 1-3.
- [12] 梅毅. 回转挥发窑在锌浸出渣处理中的应用 [J]. 有色金属设计, 2003, 30(1): 113-117.
- Mei Yi. Application of rotary volatilizing kiln in zinc leaching slag treatment [J]. Nonferrous Metals Design, 2003, 30(1): 113-117.
- [13] 张登凯. 锌挥发窑渣综合利用研究 [D]. 长沙: 中南大学, 2004.
- ZHANG Dengkai. Study on comprehensive utilization of zinc kiln slags [D]. Changsha: Central South University, 2004.
- [14] 黄炜, 谢颂明. 锌焙砂还原焙烧工艺的试验研究 [J]. 有色冶炼, 2000(4): 31-33.
- HUANG Wei, XIE Songming. Test and research on reduction roasting process of zinc calcine [J]. Non-ferrous Smelting, 2000 (4): 31-33.
- [15] 解立群, 施哲, 胡汉. 铁酸锌还原焙烧试验研究 [J]. 矿冶, 2011, 20(3): 76-78.
- XIE Liqun, SHI Zhe, HU Han. Experimental study on reduction roasting of zinc ferrite [J]. Mining and Metallurgy, 2011, 20 (3): 76-78.
- [16] BEZUIDENHOUT M, DEVENTER J S J V, MOOLMAN D W. The identification of perturbations in a base metal flotation plant using computer vision of the froth surface [J]. Minerals Engineering, 1997, 10(10): 1057-1073.
- [17] HOLLOWAY P C, ETSSELL T H, MURLAND A L. Use of secondary additives to control the dissolution of iron during Na_2CO_3 roasting of La Oroya zinc ferrite [J]. Metallurgical & Materials Transactions B, 2007, 38(5): 793-808.
- [18] HOLLOWAY P C, ETSSELL T H, MURLAND A L. Roasting of La Oroya zinc ferrite with Na_2CO_3 [J]. Metallurgical & Materials Transactions B, 2007, 38(5): 781-791.
- [19] 叶大伦. 实用无机物热力学手册 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 2002.
- YE Dalun. Manual of practical inorganic thermodynamics [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2002.

Experiment on treatment of zinc concentrate with carbon-mixed reduction roasting and conventional leaching

ZENG Jun¹, XIE Xue-zhen¹, YE You-ming¹, LAN Jun-feng¹, LIAO Zheng-da¹, CHEN Jin-zhong²

(1. School of Food and Biochemical Engineering, Guangxi Normal University of Science and Technology, Laibin 546199, China;

2. College of Materials Science and Engineering, Guilin University of Technology, Guilin 541004, China)

Abstract: In China, zinc smelting is mainly based on the traditional "roasting-leaching-purification-electrolysis-casting" process. Due to the lack of zinc resources, the raw material for zinc smelting is mainly high iron sphalerite. In the process of smelting, zinc ferrite is inevitably generated. Due to the relatively stable nature of zinc ferrite, the leaching rate of zinc is reduced, which not only wastes zinc and iron resources, but also seriously pollutes the environment. Based on the above, zinc concentrate of a zinc smelter in Guangxi is taken as the

research object, and the process of carbon roasting-leaching is adopted to reduce ferric ion into ferrous ion, so as to prevent the generation of zinc ferrite and improve the leaching rate of zinc. The characteristics of raw materials were analyzed by determining element content with X-ray fluorescence spectrum (XRF). The effects of proportion of carbon, roasting temperature, roasting time, type of carbon and leaching method on the leaching rate were studied in order to determine the optimal process conditions of carbon roasting-leaching. The study results show that the best process conditions of zinc concentrate roasting with carbon are as follows: roasting temperature 950 °C, roasting time 1.5 h, carbon ratio 3%, under the above conditions, the leaching rate of 84.39% can be obtained by using activated carbon, the leaching rate of carbon-free roasting-leaching is only 65.32%; the ferric ion can be reduced into ferrous ion by roasting with carbon, which can effectively prevent the formation of zinc ferrite and improve the leaching rate of zinc; by acid reverse leaching, the leaching rate of zinc with reduced coal can reach 78.42%, which is much lower than that of conventional leaching, therefore, the conventional leaching process is more suitable for the carbon roasting-leaching process than the acid reverse leaching process.

Key words: zinc concentrate; zinc ferrite; roasting with carbon; leaching rate

~~~~~  
(上接第 53 页)

### **Analysis on factors influencing sulfur recovery in zinc pressure oxidative leaching and improvement measures**

YANG Ze, XIE Wan-wen, SHEN Qiang, LI Duo-ji

(Zinc Industry Branch of Western Mining Co., Ltd., Xining 811600, China)

**Abstract:** The biggest advantage of the zinc pressure oxidative leaching process is that the by-product is solid sulfur instead of sulfuric acid, which can fundamentally solve the problems of slow sales of sulfuric acid and SO<sub>2</sub> pollution caused by traditional processes. A zinc company utilized the zinc pressure oxidative leaching process in its production. When the sulfur recovery process was carried out in the initial stage, the sulfur recovery was low, with most of the sulfur having not been effectively recovered but brought to the tailings, resulting in the loss of sulfur and the difficulty of tailings treatment. Subsequently, the company systematically analyzed the pressure oxidative leaching process, and improved the sulfur conversion rate during the pressure oxidative leaching process by regulating the process parameters and increasing the particle size of the sulfur concentrate in the second-stage leaching residue, and improved the sulfur recovery rate in the flotation process by controlling the slurry concentration, slurry particle size, and air volume of the flotation cells, and increased the sulfur recovery rate in the subsequent procedures by standardizing the filtration operation and ensuring the temperature of the molten sulfur tank. After the company took such improvement measures, the total sulfur recovery rate increased from 45% to 71%. The specific methods can provide reference for other similar enterprises to improve their sulfur recovery rate.

**Key words:** zinc pressure oxidative leaching; leaching residue; high-grade sulfur concentrate; sulfur recovery; sulfur conversion rate; sulfation rate