

高铁锌焙砂选择性还原焙烧—两段浸出锌

韩俊伟¹, 刘 维¹, 覃文庆¹, 柴立元², 郑永兴¹, 杨 康¹

(1. 中南大学 资源加工与生物工程学院, 长沙 410083;

2. 中南大学 冶金与环境学院, 长沙 410083)

摘 要: 采用还原焙烧将高铁锌焙砂中的铁酸锌选择性地分解为氧化锌和磁铁矿, 再通过两段浸出工艺回收锌, 以实现锌铁分离和获得以磁铁矿为主的浸出渣。主要考察了还原焙烧、中性浸出及低酸浸出条件对锌焙砂中锌、铁浸出率的影响。结果表明: 通过还原焙烧可以显著提高锌焙砂的锌浸出率; 中性浸出的最佳条件为浸出温度 60 °C、液固比 10:1、初始酸度 45 g/L 和浸出时间 2 h; 低酸浸出的最佳条件为浸出温度 70 °C、液固比 10:1、初始酸度 60 g/L、搅拌速度 300 r/min 和浸出时间 2 h。在最佳条件下, 两段浸出的总锌浸出率约为 90%, 总铁浸出率约为 5%。经 XRD 和 SEM/EDS 分析, 浸出渣以磁铁矿为主, 其次是闪锌矿和铁酸锌; 铁酸锌存在的主要原因是在还原焙烧过程中被氧化锌等矿物包裹, 使其分解不充分。

关键词: 高铁锌焙砂; 铁酸锌; 还原焙烧; 浸出

中图分类号: TD952

文献标志码: A

Leaching zinc from high iron-bearing zinc calcine after selective reduction roasting

HAN Jun-wei¹, LIU Wei¹, QIN Wen-qing¹, CHAI Li-yuan², ZHENG Yong-xing¹, YANG Kang¹

(1. School of Minerals Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha 410083, China;

2. School of Metallurgy and Environment, Central South University, Changsha 410083, China)

Abstract: Based on the decomposition of zinc ferrite to ZnO and Fe₃O₄ by reduction roasting, the recovery of zinc from the roasted zinc calcine was studied by two-stage leaching for zinc-iron separation and the leaching residue containing Fe₃O₄ was obtained. The effects of reduction roasting and conditions of neutral leaching and acid leaching on leaching rates of zinc and iron were investigated, respectively. The results show that the reduction roasting has a significant effect on recovery of zinc, and the leaching rates of Zn and Fe are about 90% and 5%, respectively. Under the following optimum conditions, which are leaching temperature of 60 °C, liquid/solid ratio of 10:1, acid concentration of 45 g/L and leaching time of 2 h for neutral leaching, and leaching temperature of 70 °C, liquid/solid ratio of 10:1, acid concentration of 60 g/L, stirring speed of 300 r/min and leaching time of 2 h for acid leaching. Besides, the main compositions of the residue are Fe₃O₄, ZnS and ZnFe₂O₄ according to the XRD and SEM/EDS analysis. The main reason of zinc ferrite left is attributed to the enclosure by other minerals.

Key words: high iron-bearing zinc calcine; zinc ferrite; reduction roasting; leaching

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51204210); 国家高技术研究发展计划资助项目(2011AA061001); 国家“十二五”科技支撑计划资助项目(2012BAC12B04)

收稿日期: 2013-04-14; 修订日期: 2013-07-12

通信作者: 刘 维, 讲师, 博士; 电话: 0731-88830884; E-mail: ase.6520@163.com

我国铁闪锌矿资源丰富,典型的矿床有广西大厂锡锌矿、湖南的长沙坪铅锌矿、云南的澜沧铅锌矿、都龙锌锡矿、蒙自银锌矿等,其中仅云南省的高铁锌资源含锌储量就达700万t^[1]。由于在铁闪锌矿成矿过程中铁以类质同象混入闪锌矿,导致用选矿的方法难以实现锌铁分离,因此选矿生产的高铁锌精矿含锌低($w(\text{Zn}) \leq 45\%$)、含铁高($w(\text{Fe}) \geq 10\%$)^[2]。

目前,世界上80%以上的锌产于湿法冶炼厂,其主要工艺流程为氧化焙烧-低酸浸出-电沉积^[3-5]。采用这种工艺处理高铁锌精矿时,由于氧化焙烧过程中生成的氧化锌会与杂质铁反应,生成不溶于弱酸的铁酸锌(ZnFe_2O_4)^[6-7],所以锌浸出率低($\leq 80\%$)。为了获得高的锌浸出率,将中性浸出渣用高温高酸浸出,虽然锌浸出率可以达到95%,但是80%以上的铁也同时进入溶液^[8-9]。为了不影响后续的电沉积工序,需以铁渣的形式将其从浸出液中除去,因此提出了黄钾铁矾法、针铁矿法和赤铁矿法等除铁工艺^[10-13]。但是这些工艺流程复杂、对设备要求高、一次性投入大,且产生大量的沉铁渣无法利用,导致铁资源的浪费,并给环境造成了二次污染。

为了解决上述问题,近年来,国内外学者做了大量的研究,其中比较有发展前景的主要有两种方法:一是直接酸浸法^[14-19],主要分为常压氧浸法和加压氧浸法,通过取消氧化焙烧工序而从源头上避免铁酸锌的生成。常压氧浸法的锌、铁浸出率都较高,但是没有很好地实现锌的选择性浸出;加压氧浸法虽然在一定程度上实现了锌的选择性浸出,但是该工艺存在设备防腐要求高、固定资产投资大、系统维护费用高等缺点。二是两段焙烧-弱酸浸出法^[20-24],即将沸腾焙烧生成的氧化焙砂在适当温度和还原气氛下焙烧,使氧化焙砂中生成的铁酸锌还原为氧化锌和磁铁矿或氧化亚铁。这种方法的锌浸出率可以达到热酸浸出的指标,但是铁的浸出率也高达50%以上,主要是由于焙烧生成的氧化亚铁易溶于弱酸,因此锌浸液仍然需要经过沉铁工序才能进一步处理。

在两段焙烧-弱酸浸出工艺的基础上,若可使焙砂中的铁酸锌选择性地还原为氧化锌和磁铁矿,则不仅可以提高锌的浸出率,还可以使铁以磁铁矿的形式进入浸出渣,方便后续磁选回收。因此,本课题组提出了还原焙烧-低酸浸出-磁选新工艺处理高铁锌焙砂,目的是综合回收焙砂中的锌铁资源。另外,还原焙烧在相对低温下进行,这样在实际生产中可以充分利用氧化焙砂所带的余热。本文作者在对还原焙烧效果充分探讨的基础上,重点研究还原焙烧产物的锌浸出工艺和浸出渣组成。

1 实验

1.1 原料及设备

1.1.1 试验原料

本试验所用高铁锌焙砂是来自内蒙古某湿法炼锌厂,其主要的XRF元素分析结果见表1,锌物相分布见表2。从表1可以看出,焙砂含铁量高达12.10%,属于高铁锌焙砂。由表2可知,焙砂中的锌主要以氧化锌和铁酸锌的形式存在,含量超过了总量的96%,其次是硫酸锌、硫化锌和硅酸锌。焙烧试验所用还原剂是CO,辅助气体有N₂和CO₂,N₂主要用作补充气体和保护气体,CO₂主要作用是控制还原强度,防止锌铁物相过还原。

表1 高铁锌焙砂的化学成分

Table 1 Chemical composition of high iron-bearing zinc calcine (mass fraction, %)

Zn	O	Fe	S	Pb	Cu
57.37	22.90	12.10	2.44	1.27	0.92
Si	Ca	Mn	Al	Mg	Cd
0.89	0.57	0.53	0.24	0.20	0.15

表2 高铁锌焙砂的锌物相分布

Table 2 Phase distribution of zinc presented in high iron-bearing zinc calcine (mass fraction, %)

ZnO	ZnFe ₂ O ₄	ZnSO ₄	ZnS	ZnSi ₂ O ₄
83.30	12.84	2.01	1.38	0.47

1.1.2 试验设备

焙烧所用的设备为自制的密闭间断式回转窑(示意图见图1),主要由电阻炉、刚玉罐、循环水冷系统、转动轮和进气管及出气管组成。焙烧样品在刚玉罐内进行反应,采用电阻炉加热,炉内温度通过热电偶测量,水冷系统的作用是控制非加热部分炉体的温度,转动轮配有调速装置,可以调节回转窑的转速。还原焙烧产物的浸出试验在三口玻璃烧瓶中进行,浸出温度和转速由配有搅拌器的恒温水槽控制。

1.2 方法

称取一定量的矿样放入回转窑中,升温至设定温度后,通入还原气体,恒温焙烧一定时间后,停止通入还原气体,同时停止加热,在N₂保护下冷却后取出

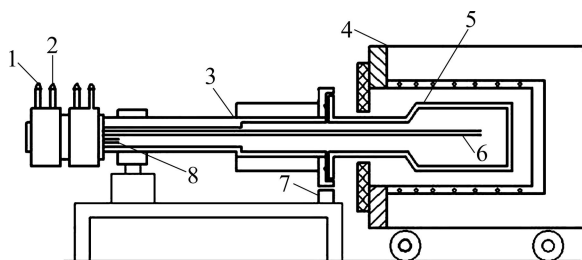


图1 密闭间断式回转窑示意图

Fig. 1 Schematic diagram of airtight intermittent rotary kiln: 1—Water inlet; 2—Water outlet; 3—Cooling system; 4—Electric resistance furnace; 5—Corundum tank; 6—Admitting pipe; 7—Rotating wheel; 8—Escape pipe

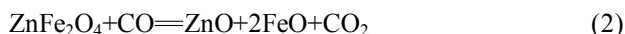
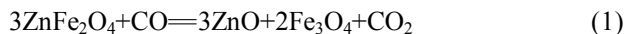
样品, 即得还原焙烧产物, 称为还原焙砂。称取一定质量的还原焙砂, 倒入盛有浸出液的烧瓶中开始中性浸出试验。当中性浸出结束后, 立即用 pH 计测量浸出液的 pH 值并过滤, 然后量取滤液体积, 最后采用 ICP-AES 方法分析浸液中锌和铁元素的含量, 并计算锌和铁的浸出率。中性浸出渣烘干后称取质量, 用于分析和低酸浸出。低酸浸出的操作过程与中性浸出基本相似。

2 结果与分析

2.1 选择性还原焙烧试验

2.1.1 还原焙烧反应

在大量的焙烧条件试验基础上, 本研究确定采用的还原焙烧条件为焙烧温度 750 °C、CO 浓度 8%、 $V(\text{CO})/V(\text{CO}+\text{CO}_2)=20\%$ 、回转窑转速 6 r/min 和焙烧时间 75 min。在此条件下, 还原焙烧产物的锌物相结果见表 3。焙烧过程中, 发生的主要反应如下:



由表 3 可知, 经过还原焙烧, 锌焙砂中氧化锌的含量明显增加, 铁酸锌中锌含量从原来的 12.84% 降到 4.54%, 表明锌焙砂中大部分铁酸锌已经分解, 而剩余部分则由于氧化锌等物相包裹而未分解(见图 2)。经 EDS 鉴定, 图 2 中灰白色物相(b)是氧化锌, 被其包裹的灰色物相(a)是铁酸锌。

表 3 还原焙砂的锌物相分布

Table 3 Phase distribution of zinc presented in roasted zinc calcine (mass fraction, %)

ZnO	ZnFe ₂ O ₄	ZnS	Zn ₂ SiO ₄	Zn
90.42	4.54	4.17	0.60	0.27

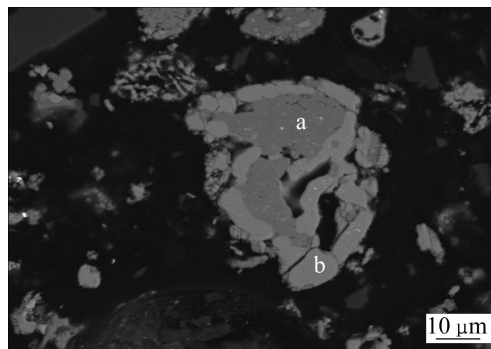


图2 还原焙砂的 SEM 像

Fig. 2 SEM image of roasted zinc calcine: (a) ZnFe₂O₄; (b) ZnO

2.1.2 还原焙烧前后锌、铁浸出行为差异

在温度 60 °C、液固比(L/S)10:1、搅拌速度 300 r/min 和浸出时间 10 min 条件下, 分别考察原焙砂和还原焙砂的锌、铁浸出率随初始酸度增加的变化情况, 结果如图 3 所示。从图 3 可以看出, 还原焙烧可以显著促进锌的浸出。在初始酸度为 50~90 g/L 范围内, 随着初始酸度的增加原焙砂的锌浸出率从 57.89% 增至 80.26%, 还原焙砂的锌浸出率从 64.99% 上升至 90.83%; 初始酸度超过 90 g/L 后, 随着酸度的增加还原焙砂的锌浸出率基本保持不变, 而原焙砂的锌浸出率仍在增加, 但是增加缓慢, 锌浸出率一直保持在 84% 以下。另一方面, 还原焙烧对铁的浸出也有一定的促进作用, 但是当初始酸度低于 70 g/L 时, 两种焙砂的铁浸出率都低于 5%; 当初始酸度超过 70 g/L 后, 还原焙砂的铁浸出率将大幅度增加。由此可见, 在焙烧过程中, 锌焙砂中大部分铁酸锌分解为相对易溶的氧化锌和难溶的铁氧化物。

2.2 还原焙砂的中性浸出

由 2.1 节可知, 当浸出液的初始酸度超过 70 g/L 后, 铁的浸出率开始迅速增加。因此为了防止大量的铁浸出, 浸出液的初始酸度应保持在 70 g/L 以下。然而当初始酸度在 70 g/L 下时, 通过一段浸出工艺还原焙砂的锌浸出率较低(<80%), 所以本研究采用两段浸出工艺, 即中性浸出和低酸浸出。

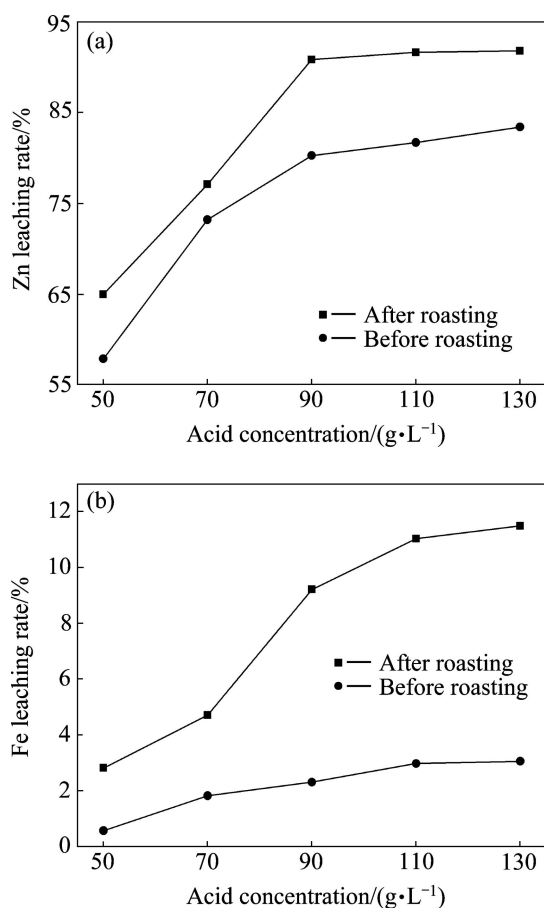


图 3 还原焙烧对锌、铁浸出率的影响

Fig. 3 Effect of reduction roasting on leaching rates of Zn(a) and Fe(b)

2.2.1 初始酸度的影响

在温度 60 °C、液固比 10:1、搅拌速度 300 r/min、浸出时间 2 h 的条件下, 改变初始酸度以考察其对还原焙砂锌、铁浸出率的影响, 结果如图 4 所示。从图 4 可知, 随着初始酸度从 15 g/L 增加到 75 g/L 时, 锌的浸出率从 24.5% 逐渐增至 84.7%, 铁的浸出率也逐渐增加, 但是一直保持在 5% 以下; 继续提高初始酸度, 锌的浸出率增长缓慢, 而铁的浸出率开始迅速增加, 可能是由于随着初始酸度的增加, 锌焙砂中的含铁化合物逐渐开始被溶出。由图 4 还可以看出, 随着初始酸度的增加浸出液的终点 pH 值持续下降。当初始酸度为 45 g/L 时, 浸出液的终点 pH 降到 5.1。浸出液的 pH 值下降会使溶液中 Fe³⁺ 的稳定区域增大, 导致铁更易被浸出, 这也是铁浸出率增加的原因。为了满足工业的生产要求, 即中性浸出液的终点 pH 值应控制在 5~5.2 之间, 因此选择浸出液的初始酸度为 45 g/L。

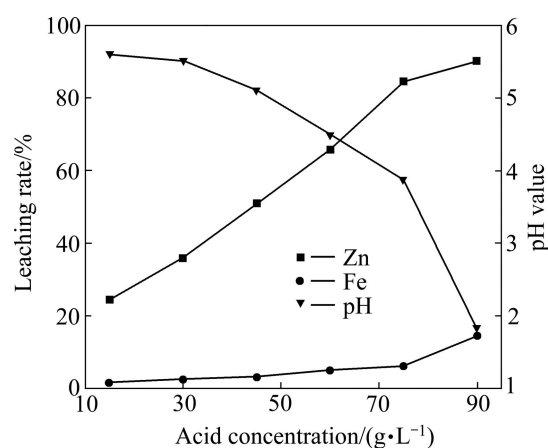


图 4 初始酸度对锌、铁浸出率和 pH 值的影响

Fig. 4 Effect of initial acid concentration on leaching rates of Zn and Fe and pH value

2.2.2 浸出时间的影响

在温度 60 °C、初始酸度 45 g/L 和搅拌速度 300 r/min 条件下, 考察浸出时间对锌、铁浸出率的影响, 结果如图 5 所示。从图 5 可以看出, 随着浸出时间从 10 min 逐渐延长到 40 min, 锌浸出率从 44.8% 迅速增至 49.7%, 同时铁浸出率也缓慢增加; 当浸出时间超过 40 min 后, 锌浸出率增长缓慢, 而铁浸出率却开始逐渐下降, 表明中性浸出反应在 40 min 内基本反应完成, 40 min 后浸出的铁离子开始逐渐沉降。由此可见, 延长浸出时间有利于锌的选择性浸出, 但是浸出时间过长会导致浸出效率降低。综合考虑, 浸出时间确定为 2 h, 此时浸出液的终点 pH 值约为 5.0, 锌浸出率为 50.97%、铁浸出率为 3.15%。

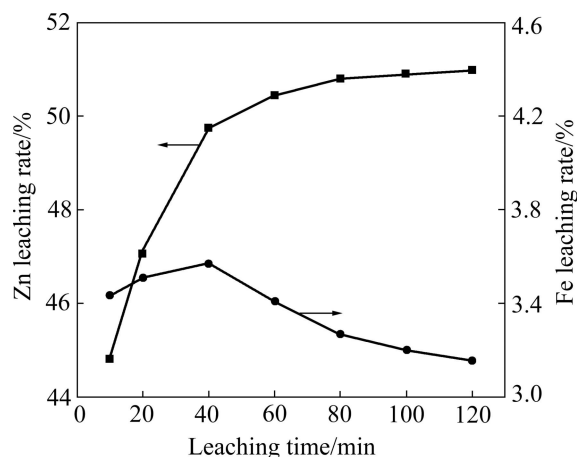


图 5 浸出时间对锌、铁浸出率的影响

Fig. 5 Effect of leaching time on leaching rates of Zn and Fe

2.3 中性浸出渣的低酸浸出

还原焙砂的中性浸出虽然可以实现一部分锌的选择性浸出, 但是锌的浸出率较低, 这不仅是由于难溶锌物相的存在, 而且还有一定的氧化锌和硅酸锌等易溶锌没有溶解。因此, 为提高锌的浸出率, 以中性浸出渣为研究对象, 进行低酸浸出试验。

2.3.1 不同液固比下初始酸度的影响

在温度 60 °C、搅拌速度 300 r/min 和浸出时间 2.5 h 的固定条件下, 考察不同液固比下初始酸度对锌、铁浸出率的影响, 结果如图 6 所示。由图 6 可以知, 随着液固比的增加锌浸出率逐渐增加。当初始酸度在 50 g/L 以内, 锌浸出率随着初始酸度的增加而迅速增加, 且在液固比(L/S)10:1 条件下的锌浸出率增加速度最快; 但是当初始酸度超过 50 g/L 以后, 液固比 10:1 条件下的锌浸出率的增加速度变缓, 液固比 8:1 和 6:1 条件下的锌浸出率仍在迅速上升。这说明在液固比 10:1 条件下, 当初始酸度达到 50 g/L 时中性浸出渣的

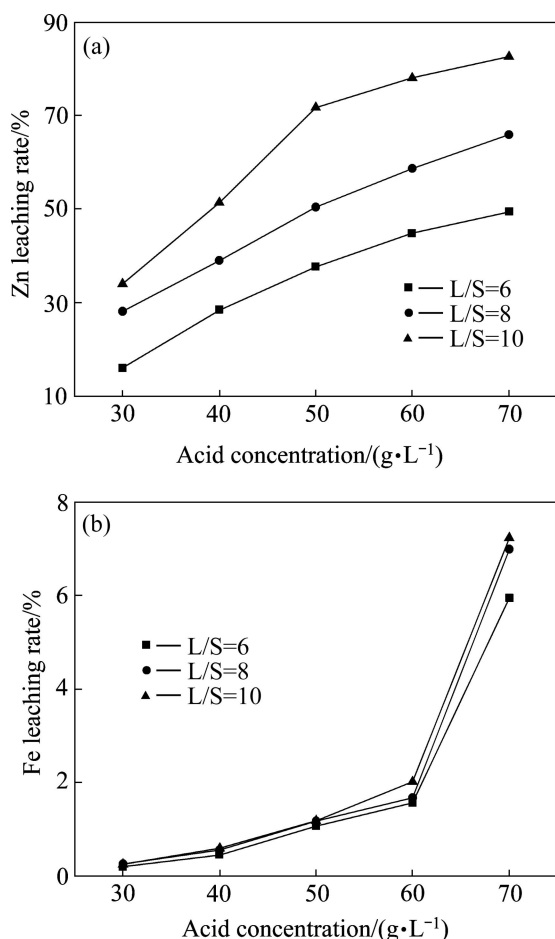


图 6 不同液固比下初始酸度对锌、铁浸出率的影响

Fig. 6 Effects of initial acid concentration on leaching rates of Zn(a) and Fe(b) with different L/S ratios

大部分可溶锌已经被溶出, 因此继续增加酸用量锌的浸出速度将会变慢; 液固比低于 10:1 时, 由于 H_2SO_4 用量不足, 以致浸出渣中还有部分可溶锌存在, 所以继续增加酸用量锌的浸出速度仍然较快。对于铁浸出率而言, 在 60 g/L 以内, 液固比对铁浸出率影响不大, 铁的浸出率较低, 基本保持在 2% 以内; 但是当初始酸度超过 60 g/L 以后, 铁浸出率急剧增加, 而且随着液固比的增加, 铁浸出率也有所增加。这可能是由于当初始酸度超过 60 g/L 后, 中性浸出渣中的铁氧化物开始溶解。另外, 随着酸用量的增加溶液的 pH 逐渐减小, 导致浸出液中的 Fe^{3+} 更加稳定, 这也是随着酸用量增加铁浸出率增加的可能原因。综合考虑, 低酸浸出的液固比为 10:1、初始酸度为 60 g/L 较合适。

2.3.2 浸出温度的影响

在液固比 10:1、初始酸度 60 g/L、搅拌速度 300 r/min 和浸出时间为 2.5 h 的固定条件下, 考察浸出温度对锌、铁浸出率的影响, 结果如图 7 所示。从图 7 可知, 随着浸出温度从 40 °C 增加到 70 °C, 锌浸出率从 73.63% 增至 78.82%, 铁浸出率也有略微的增加, 但保持在 2% 以下; 当浸出温度超过 70 °C 后, 锌浸出率基本保持不变, 而铁浸出率增加较快。这表明提高温度在一定程度上可以促进锌、铁的溶出, 但是高于 70 °C 后, 温度主要影响铁的浸出, 而对锌的浸出影响不大。因此, 选择浸出温度为 70 °C 较宜。

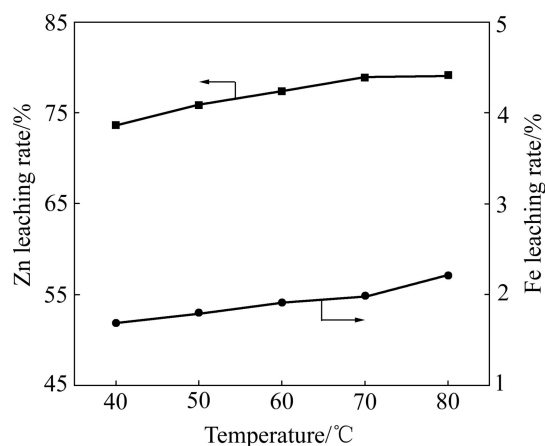


图 7 浸出温度对锌、铁浸出率的影响

Fig. 7 Effect of leaching temperature on leaching rates of Zn and Fe

2.3.3 不同搅拌速度下浸出时间的影响

在温度 70 °C、液固比 10:1、初始酸度 60 g/L 和浸出时间为 2.5 h 的固定条件下, 考察在不同搅拌速度下浸出时间对锌、铁浸出率的影响, 结果如图 8 所示。

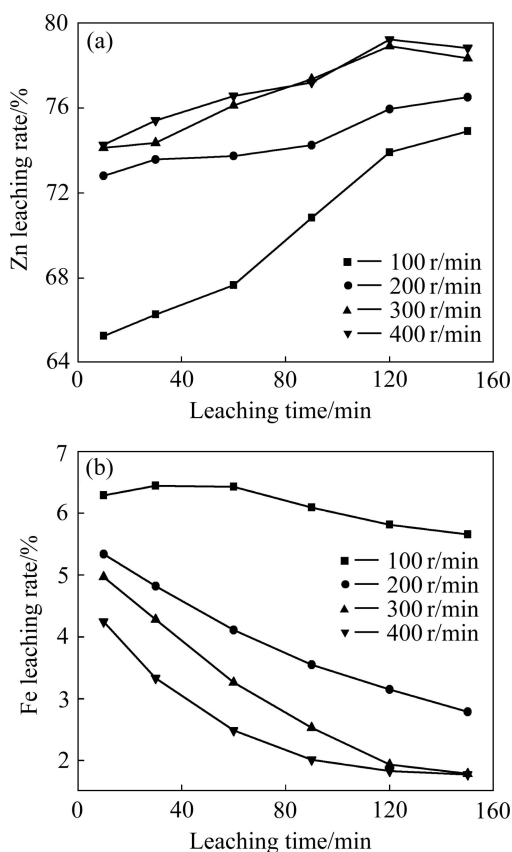


图 8 不同搅拌速度下浸出时间对锌、铁浸出率的影响

Fig. 8 Effects of leaching time on leaching rates of Zn(a) and Fe(b) at different stirring speeds

从图 8 可知, 在不同搅拌速度下, 随着浸出时间的延长, 锌浸出率逐渐增加, 但是当时间超过 2 h 后, 锌浸出率基本不再增加, 甚至还有下降的趋势。此外, 加快搅拌速度可以促进锌的浸出, 搅拌速度越快, 锌浸出率越大, 但是当搅拌速度大于 300 r/min 后, 搅拌速度对锌浸出率的促进作用不明显。对于铁浸出率而言, 搅拌速度越快, 铁浸出率越小。这可能是因为搅拌速度越快, 溶液中的硫酸与矿样中易溶的锌矿物反应越充分, 较难溶的铁矿物被浸出的机会越小; 另外, 搅拌速度越快, 溶液 pH 值升高的速度就越快, 溶液中铁离子的沉降速度也越快。随着浸出时间的延长, 铁浸出率逐渐下降, 说明铁的溶解过程在 10 min 内就基本完成, 10 min 后溶出的铁离子开始逐渐沉降。这可能是因为低酸浸出的主要是 Fe^{3+} , 以致溶出的铁沉降迅速。在 300 和 400 r/min 条件下, 经过 2 h 后铁浸出率都保持在 2% 以下。因此, 选择搅拌速度为 300 r/min、浸出时间为 2 h 宜, 此时浸出液的终点 pH 值为 2.0~2.5, 锌浸出率为 78.91%、铁浸出率为 1.93%。

2.4 锌焙砂还原焙烧及浸出过程矿物学特征变化

为了对高铁锌焙砂选择性还原焙烧及两段浸出机理进行研究, 采用 XRD 分析了还原焙砂、中性浸渣和低酸浸渣, 结果如图 9 所示。为了进一步考察最终浸出渣的组成和形貌, 采用 SEM/EDS 进行了分析, 结果如图 10 所示。由图 9 可知, 还原焙砂中主要的物相是氧化锌, 其次是四氧化三铁、铁酸锌、硫化锌和硅酸锌; 经过中性浸出后, 一部分易溶的氧化锌和硅酸锌被浸出, 四氧化三铁、铁酸锌和硫化锌由于不溶于中性浸出液而得到富集; 中性浸出渣再经低酸浸出后, 氧化锌和硅酸锌的 XRD 峰消失, 四氧化三铁、铁酸锌和硫化锌的峰增加明显, 表明经过两段浸出后锌焙砂中的氧化锌和硅酸锌等可溶锌全部溶出, 而不可溶于弱酸的四氧化三铁、铁酸锌和硫化锌等富集于浸出渣中。另外, 由于四氧化三铁和铁酸锌的 XRD 标准峰几乎重叠, 所以单根据 XRD 无法区分二者; 但是根据还原焙砂的磁性显著增强和浸出渣的能谱结果(见图 10)可以判断, 焙烧后大部分铁酸锌转化为氧化锌和四氧化三铁, 也有少量的铁酸锌没有分解, 主要原因可能是在焙烧过程中这部分铁酸锌被氧化锌等矿物包裹而未被还原。从图 10 可以看出, 大范围的灰色物相(A)主要含 Fe 和 O, 还有一定量的 Zn 和 S, 说明这部分物相可能是夹杂有硫化锌和铁酸锌的磁铁矿; 灰白色块状物相(B)主要含有 Zn 和 S, 其次还有少量的 Fe, 表明这种物质是夹杂有少量铁的闪锌矿; 点状的亮白色物相(C)主要含 Pb, 还有少量的 Fe、Zn 和 O, 可能是夹杂有铁酸锌等矿物的金属铅; 图中灰黑色的物相(D)是主要含有 Ca、Mg 的脉石矿物。

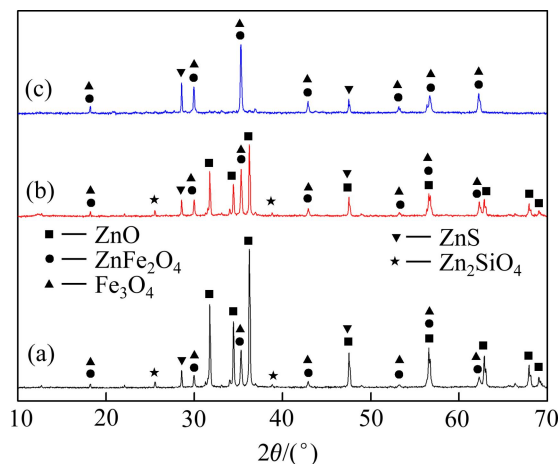


图 9 还原焙砂、中性浸渣和低酸浸渣的 XRD 谱

Fig. 9 XRD patterns of roasted zinc calcine (a), neutral leaching residue (b) and acid leaching residue (c)

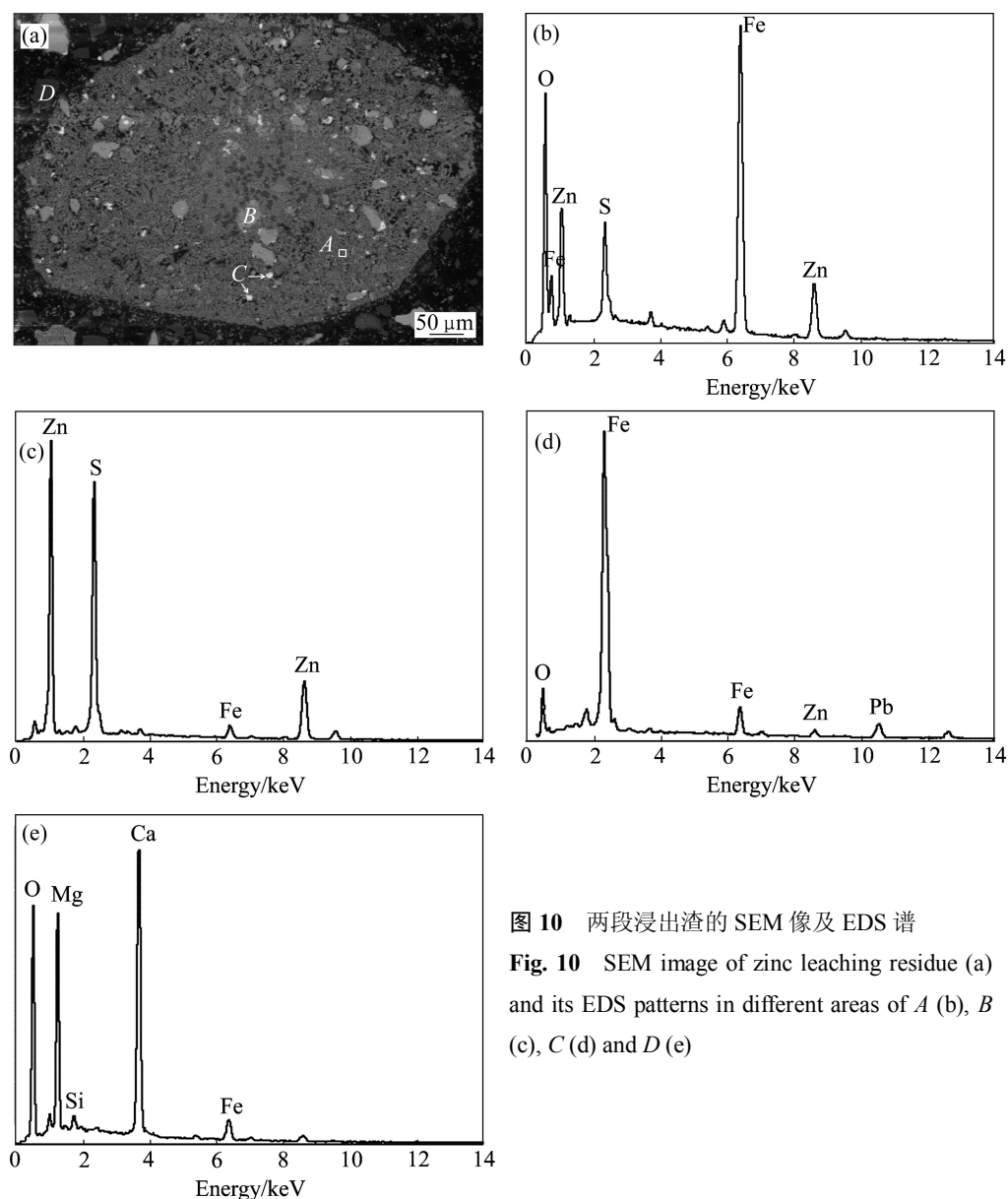


图10 两段浸出渣的SEM像及EDS谱

Fig. 10 SEM image of zinc leaching residue (a) and its EDS patterns in different areas of A (b), B (c), C (d) and D (e)

3 结论

1) 在 750 °C 下, 经 CO 和 CO₂ 还原焙烧后的高铁锌焙砂的锌浸出率较未焙烧矿样的浸出率明显提高, 同时, 铁浸出率也有相应的提高; 但是当初始酸度低于 70 g/L 时, 还原焙砂的铁浸出率保持在 5% 以下。

2) 在浸出温度 60 °C、液固比 10:1、初始酸度 45 g/L、搅拌速度 300 r/min 和浸出时间 2 h 条件下, 中性浸出还原焙砂的锌浸出率为 50.97%、铁浸出率为 3.15%; 在浸出温度 70 °C、液固比 10:1、初始酸度 60 g/L、搅拌速度 300 r/min 和浸出时间 2 h 的条件下, 中性浸渣的锌浸出率为 78.91%、铁浸出率为 1.93%。经两段浸出后, 锌总浸出率约为 90%, 铁总浸出率约

为 5%。

3) 经 XRD 和 SEM/EDS 分析, 高铁锌焙砂经还原焙烧和低酸浸出工艺处理后, 浸出渣以磁铁矿为主, 其次是闪锌矿和铁酸锌, 还有微量的金属铅和一些难溶的脉石矿物, 没有氧化锌和硅酸锌等可溶锌物相。这表明影响锌进一步溶出的主要原因是闪锌矿的存在和还原焙烧过程中仍有部分铁酸锌没有分解。

REFERENCES

- [1] 周廷熙, 王吉坤. 高铁硫化锌精矿冶炼工艺研究进展[J]. 中国有色冶金, 2006, 35(1): 13-17.
ZHOU Ting-xi, WANG Ji-kun. Progress in research on smelting process of high-iron zinc sulfide concentrate[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2006, 35(1): 13-17.
- [2] 李存兄, 魏 昶. 高铁硫化锌精矿的真空铁还原[J]. 南方金

- 属, 2008, 3(4): 14-17.
- LI Cun-xiong, WEI Chang. Vacuum reduction of marmatite by iron[J]. Southern Metals, 2008, 3(4): 14-17.
- [3] 吴胜男. 湿法炼锌过程中锌铁分离与铁资源利用[D]. 长沙: 中南大学, 2010: 4-6.
- WU Sheng-nan. Study on the separation of zinc and iron and recovery of iron in the hydrometallurgical process[D]. Changsha: Central South University, 2010: 4-6.
- [4] BALARINI J C, POLLI L D O, MIRANDA T L S, CASTRO R M Z d, SALUM A. Importance of roasted sulphide concentrates characterization in the hydrometallurgical extraction of zinc[J]. Minerals Engineering, 2008, 21(1): 100-110.
- [5] SANTOS S M C, MACHADO R M, CORREIA M J N, REIS M T A, ISMAEL M R C, CARVALHO J M R. Ferric sulphate/chloride leaching of zinc and minor elements from a sphalerite concentrate[J]. Minerals Engineering, 2010, 23(8): 606-615.
- [6] 彭海良. 常规湿法炼锌中铁酸锌的行为研究[J]. 湖南有色金属, 2004, 20(5): 20-22.
- PENG Hai-liang. Study on the behavior of zinc ferrite in conventional hydrometallurgical zinc production process[J]. Hunan Nonferrous Metals, 2004, 20(5): 20-22.
- [7] 窦明民. 锌冶金中铁酸锌生成及离解机理的研究[J]. 云南冶金, 2003, 32: 63-65.
- DOU Ming-min. Study on the formation and mechanism of zinc ferrite in zinc metallurgy[J]. Yunnan Metallurgy, 2003, 32: 63-65.
- [8] JHA M K, KUMAR V, SINGH R J. Review of hydrometallurgical recovery of zinc from industrial wastes[J]. Resources, Conservation and Recycling, 2001, 33(1): 1-22.
- [9] HE J, TANG M T, LU J L, LIU Z Q, YANG S H, YAO W Y. Concentrating Ge in zinc hydrometallurgical process with hot acid leaching halotrichite method[J]. Journal of Central South University of Technology, 2003, 10(4): 307-312.
- [10] 杨 斌. 对湿法炼锌中热酸浸出-黄钾铁矾工艺的探讨[J]. 甘肃冶金, 2010, 32(3): 56-58.
- YANG Bin. Discussion on hot acid leach-jarosite process of hydrometallurgy zinc[J]. Gansu Metallurgy, 2010, 32(3): 56-58.
- [11] 赵 永, 蒋开喜, 王德全, 郭亚会. 用针铁矿法从锌焙烧烟尘的热酸浸出液中除铁[J]. 有色金属: 冶炼部分, 2005(5): 13-15.
- ZHAO Yong, JIANG Kai-xi, WANG De-quan, GUO Ya-hui. Iron removal from hot acid leaching solution of zinc roasting dust by goethite process[J]. Nonferrous Metals: Extractive Metallurgy, 2005(5): 13-15.
- [12] 陈永明, 唐谟堂, 杨声海, 何 静, 唐朝波, 杨建广, 鲁君乐. NaOH 分解含钢铁矾渣新工艺[J]. 中国有色金属学报, 2009, 19(7): 1322-1331.
- CHEN Yong-ming, TANG Mo-tang, YANG Sheng-hai, HE Jing, TANG Chao-bo, YANG Jian-guang, LU Jun-yue. Novel technique of decomposition of ammonium jarosite bearing indium in NaOH medium[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2009, 19(7): 1322-1331.
- [13] LANGOVA S, MATYSEK D. Zinc recovery from steel-making wastes by acid pressure leaching and hematite precipitation[J]. Hydrometallurgy, 2010, 101(3/4): 171-173.
- [14] 陈永强, 邱定蕃, 王成彦, 尹 飞. 闪锌矿常压富氧浸出[J]. 过程工程学报, 2009, 9(3): 441-448.
- CHEN Yong-qiang, QIU Ding-fan, WANG Cheng-yan, YIN Fei. Oxygen-rich leaching of sphalerite concentrate under normal pressure[J]. The Chinese Journal of Process Engineering, 2009, 9(3): 441-448.
- [15] 王吉坤, 董 英, 周廷熙. 高铁硫化锌精矿加压浸出工业试验及产业化[J]. 中国工程科学, 2005, 7(增刊): 202-206.
- WANG Ji-kun, DONG Ying, ZHOU Ting-xi. Industrial tests and commercialization of the high-iron zinc sulphide concentrate[J]. Engineering Science, 2005, 7(Sup): 202-206.
- [16] 彭建蓉, 王吉坤, 杨大锦, 阎江峰. 高铜高铁硫化锌精矿加压浸出溶液铁的还原研究[J]. 有色金属: 冶炼部分, 2007(4): 2-4.
- PENG Jian-rong, WANG Ji-kun, YANG Da-jin, YAN Jiang-feng. Study on the reducing of iron from the lixivium of zinc sulphide concentrate with high iron and indium containing[J]. Nonferrous Metals: Extractive Metallurgy, 2007(4): 2-4.
- [17] SOUZA A D, PINA P S, LEAO V A, SILVA C A, SIQURIRA P F. The leaching kinetics of a zinc sulphide concentrate in acid ferric sulphate[J]. Hydrometallurgy, 2007, 89(1/2): 72-81.
- [18] HAAKANA T, LAHTINEN M, TAKALA H, RUONALA M, TURUNEN I. Development and modelling of a novel reactor for direct leaching of zinc sulphide concentrates[J]. Chemical Engineering Science, 2007, 62(18/20): 5648-5654.
- [19] XIE Ke-qiang, YANG Xian-wan, WANG Ji-kun, YAN Jiang-feng, SHEN Qing-feng. Kinetic study on pressure leaching of high iron sphalerite concentrate[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2007, 17(1): 187-194.
- [20] 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 Li-qun, SHI Zhe, HU Han. Experimental study on reduction roasting of zinc ferrite [J]. Mining & Metallurgy, 2011, 20(3): 76-78.
- [21] 王纪明, 彭 兵, 柴立元, 李 密, 彭 宁. 锌浸渣还原焙烧-磁选回收铁[J]. 中国有色金属学报, 2012, 22(5): 1455-1461.
- WANG Ji-ming, PENG Bing, CHAI Li-yuan, LI Mi, PENG Ning. Recovery iron from zinc leaching residues by reduction roasting and magnetic separation process[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2012, 22(5): 1455-1461.
- [22] 董 英. 高铁硫化锌精矿冶炼工艺探讨[J]. 云南冶金, 2000, 29(4): 26-29.
- DONG Ying. Probe into processing the zinc sulphide concentrate bearing high content of iron[J]. Yunnan Metallurgy, 2000, 29(4): 26-29.
- [23] LI Mi, PENG Bing, CHAI Li-yuan, WANG Ji-ming, PENG Ning, YAN Huan. Element distribution of high iron-bearing zinc calcine in high gradient magnetic field[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2012, 22(9): 2261-2267.
- [24] PENG N, PENG B, CHAI L Y, LI M, WANG J M, YAN H, YUAN Y. Recovery of iron from zinc calcines by reduction roasting and magnetic separation[J]. Minerals Engineering, 2012, 35: 57-60.

(编辑 何学锋)