



高铁锌焙砂还原焙烧-碱浸工艺

彭 兵^{1,2}, 林冬红¹, 刘 恢^{1,2}, 彭 宁¹, 陈 栋¹, 李燕春¹, 袁莹珍¹

(1. 中南大学 冶金与环境学院, 长沙 410083;

2. 中南大学 国家重金属污染防治工程技术研究中心, 长沙 410083)

摘 要: 利用还原焙烧-碱性浸出工艺处理高铁锌焙砂以解决现有炼锌工艺锌铁分离的难题, 通过还原焙烧将高铁锌焙砂中铁酸锌分解为氧化锌和铁氧化物, 氧化锌在碱性体系被选择性浸出, 铁氧化物赋存于浸出渣中实现锌铁分离。以锌、铁浸出率为评价指标, 考察还原焙烧及碱性浸出条件对锌铁分离效果的影响, 并对焙烧产物及浸出渣进行 XRD、SEM-EDS 分析。结果表明: 最佳还原焙烧条件如下, 焙烧时间 45 min, 焙烧温度 800 ℃, CO 浓度 4%(体积分数); 最佳浸出条件如下, NaOH 浓度 240 g/L, 液固比 12: 1, 浸出温度 80 ℃, 浸出时间 60 min。在最佳条件下总锌浸出率约为 90%, 总铁浸出率约为 0.25%, SEM 分析显示: 浸出渣中锌铁氧化物镶嵌现象严重, 这是锌浸出率不能进一步提高的原因。

关键词: 铁酸锌; 高铁锌焙砂; 还原焙烧; 碱性浸出

中图分类号: TF813

文献标志码: A

锌是一种重要的有色金属, 广泛应用于冶金、化工及纺织等领域^[1]。每年产生的大量炼锌废渣是一种重要的含锌二次资源, 除了锌以外, 还含有多种伴生金属, 如 Pb、Ga、Ge、In、Ag 等。炼锌废渣的不当处置不仅造成资源浪费, 还对环境造成潜在危险^[2], 因此, 从含锌废渣中回收锌不仅具有经济效益, 还可以减少对环境的危害。

硫化锌矿是最重要的炼锌原料, 但由于铁的伴生, 在其氧化焙烧过程中不可避免地产生铁酸锌, 铁酸锌由于其特殊的尖晶石结构, 不溶于弱酸弱碱而存留在浸出渣中, 因此, 破坏铁酸锌尖晶结构是回收锌的关键。从含锌废渣中回收锌的研究已经有很多^[3-11], 传统火法、热酸浸锌工艺, 虽能得到较好的锌回收率, 但存在能耗高或劳动强度大等缺点, 特别是酸浸后锌铁分离困难, 需要沉铁处理, 且铁渣成分复杂难处理, 易产生二次污染。面对锌铁分离难的问题, YAN 等^[12]提出一种选择性还原-酸浸工艺回收锌浸渣中锌和铁, 在弱酸条件下锌被选择性浸出进入浸出液, 铁通过磁选分离回收, 但该工艺中铁的浸出率仍在 10% 以上; 侯栋科等^[13]在以上基础上再次优化条件, 将铁浸出率下降至 7%; 彭兵等^[14]提出硫酸盐焙烧-两段浸出

工艺, 该工艺能将铁的浸出率降低至 2.04%, 但两段焙烧总耗时长达 2 h 以上, 能耗大, 回收工艺长。由于铁无法溶解于碱性体系, 碱浸工艺日益受到重视^[11, 15-19]。韦岩松等^[20]碱浸回收铅锑冶炼水淬渣中锌, 结果表明在常规浸出条件下锌的浸出率只能达到 50%, 渣中的其他形式锌(ZnS、ZnFe₂O₄、Zn₂SiO₄)在碱性环境下稳定, 不易浸出; ORHAN^[17]采用碱浸回收电炉粉尘中的重金属, 在最佳条件下 Zn、Pb 浸出率分别达到 85%和 90%, 浸出渣检测表明氧化锌基本被浸出, 而铁化合物残留在浸出渣中, 实现锌铁有效分离, 但存在铁酸锌溶解率不高, 造成锌回收率不高, 其他碱浸研究也得到相同结论^[18-19, 21]。为了有效回收铁酸锌中锌, XIA 等^[9]进行铁酸锌碱浸研究, 结果表明只有 9%左右锌被浸出; 在此基础上, 采用微波加热-碱浸工艺研究铁酸锌碱浸效果, 与传统碱浸相比, 微波加热可以提高锌浸出率 5%~10%左右, 虽能溶解部分铁酸锌, 但浸出率还是很低^[22]; DUTRA 等^[10]对样品进行微波预热以及超声波搅拌处理, 效果也不理想; ZHANG 等^[5]对样品进行机械活化处理, 结果表明机械活化处理可以引起铁酸锌晶格缺陷从而增加锌浸出率, 但最高浸出率也只有 45.32%。此外, YOUCAI

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51574295); 湖南省科技重大专项资助项目(2014FJ1011)

收稿日期: 2015-12-28; **修订日期:** 2016-05-10

通信作者: 刘 恢, 研究员, 博士; 电话: 0731-88830875; E-mail: leolau@csu.edu.cn

等^[23]采用氢氧化钠与铁酸锌熔融的方法从铁酸锌中回收锌，结果表明锌的浸出率很低直到温度达到 NaOH 的熔点 318 ℃，锌的回收率才达到 70% 左右，该方法不仅能耗高对设备损伤也大，不适用于工业应用，因此，采用碱浸直接从铁酸锌中回收锌是不合理的，需要对铁酸锌进行预处理破坏铁酸锌结构。

为了有效回收锌和实现锌铁分离，本文作者提出了铁酸锌还原焙烧—碱法浸锌的工艺研究，在 CO 还原分解铁酸锌工艺^[7, 24-25]的基础上利用氢氧化钠体系选择性浸出锌，铁氧化物进入渣中留待后续回收。主要研究了还原焙烧条件以及碱浸条件对锌回收率以及锌铁分离效果的影响，并采用 XRD 对焙烧产物以及浸出渣物相进行检测，采用 SED-EDS 检测分析浸出渣成分分布情况。

1 实验

1.1 实验原料

本实验中所用高铁锌焙砂取自内蒙古某湿法炼锌厂，为褐色粉末状样品，易受潮结块。取样品置于 105 ℃ 烘箱烘干至恒量，磨碎过孔径 74 μm 的标准筛，取适量筛下样品进行 XRF 分析，分析结果如表 1 所示，其中锌品位为 55.7%、铁品位为 12.1%。结合样品 XRD 谱(见图 1)及化学组成分析(见表 2)可知：锌主要以氧化锌和铁酸锌形式存在，二者锌含量占总锌含量 96% 以上。提高铁酸锌中锌组分的浸出，实现浸出过程锌铁高效分离是本工艺的关键。

1.2 实验方法

1.2.1 焙烧实验

称取 50 g 样品于 300 mL 陶瓷坩埚中，将坩埚放入管式气氛炉中。样品在氮气流中以 10 ℃/min 的加热速率升温至预定温度，然后按设定的浓度通入还原气体 CO 与氮气组成的混合气体，反应结束后停止通入 CO 并停止加热，快速取出样品水淬冷却，105 ℃ 下烘干至恒量得到还原焙砂。

表 1 锌焙砂的化学成分

Table 1 Chemical composition of zinc calcine (mass fraction, %)

Zn	Fe	O	S	Si	Cu
55.7	12.1	22.9	2.44	0.89	0.91
Ca	As	Pb	Mn	Ag	Cd
0.56	0.04	1.27	0.53	0.014	0.154

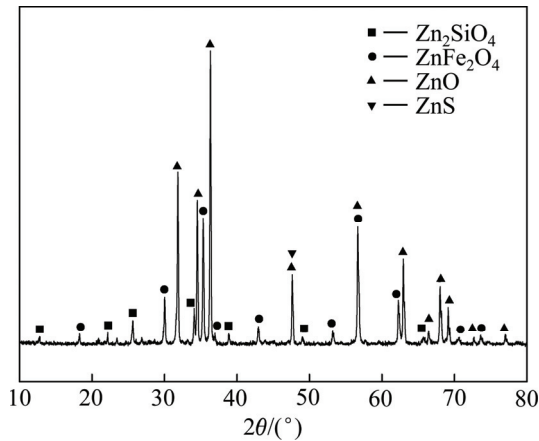


图 1 锌焙砂的 XRD 谱
Fig. 1 XRD pattern of zinc calcine

表 2 锌焙砂中锌的物相分布
Table 2 Phase distributions of zinc presented in zinc calcine (mass fraction, %)

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

1.2.2 浸出实验

称取 10 g 还原焙砂(经研磨过孔径 74 μm 的标准筛)与一定固体氢氧化钠混合均匀倒入 250 mL 锥形瓶中，按一定的液固比加入去离子水，摇匀，盖上保鲜膜，在一定温度以及转速的振荡水浴箱中进行浸出，一定时间后取出趁热过滤，用去离子水洗渣三次并在 105 ℃ 下烘干至恒量，取 2 mL 浸出液用 EDTA 滴定法分析锌含量，计算浸出率；将浸出液稀释 50 倍后进行 ICP-AES 分析，测定铁的浸出率。并对浸出渣进行 XRD 以及 SED-EDS 检测，分析浸出渣的物相组成以及颗粒层成分分布。

2 结果与讨论

2.1 还原焙烧工艺

用 CO 气体对高铁锌焙砂进行还原焙烧，得到的还原焙砂在相同条件下浸出：浸出温度 80 ℃、浸出时间 30 min、液固比 10:1、初始碱度 5 mol/L，考察不同焙烧条件下锌的浸出率变化。准确称取 50 g 锌焙砂于坩埚中，分别在不同 CO 浓度(体积分数，下同)以及温度下进行焙烧实验，实验结果如图 2 所示。

由图 2(a)可知，固定 CO 的浓度，焙烧温度对还

原焙烧效果影响较大。CO 浓度为 4% 时, 锌浸出率随焙烧温度的升高而增大, 尤其是温度达到 800 °C 时, 锌浸出率显著提高, 比 750 °C 升高 10% 左右达到 87%, 说明升高温度有利于铁酸锌的还原, 增加可溶锌的含量, 但各温度下锌浸出率随焙烧时间的变化不大, 时间过久反而有所下降, 这是由于随着焙烧时间的延长, 产物层不断变厚, 使得产物内部部分与还原气体接触不充分从而形成铁锌固溶体。图 3 所示为 700 °C 不同焙烧时间后的 XRD 谱。由图 3 可以看出, 随着焙烧时间延长, 氧化锌特征峰强度有所下降(见图 3 衍射角 68°附近), 说明随时间延长, 氧化锌晶型变差。因此, 当 CO 浓度为 4% 时, 较优焙烧温度为 800 °C, 焙烧时间以 40~75 min 范围内为宜。

由图 2(b)可知, 当焙烧温度 800 °C 时, CO 浓度的增加可加快还原反应的速度, 提高锌浸出率, 尤其当 CO 浓度超过 8%, 但该现象仅限于反应初始阶段(30 min 以内), 时间超过 40 min 以后, 基本上 CO 浓度 4% 的焙烧效果最好, 且随着 CO 浓度的增加呈先下

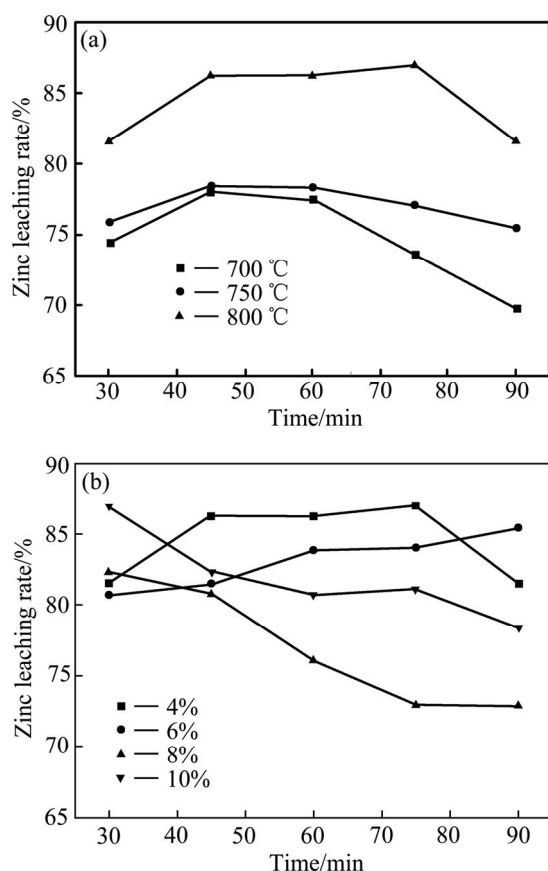


图 2 不同焙烧时间下焙烧温度以及 CO 浓度对锌浸出率的影响

Fig. 2 Effects of roasting temperature(a) and CO concentration(b) on zinc leaching rate at different roasting time

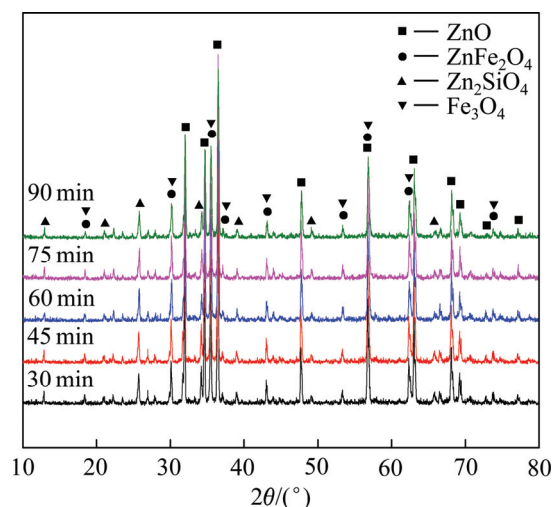


图 3 700 °C 焙烧不同焙烧时间还原焙砂的 XRD 谱

Fig. 3 XRD patterns of reduction roasted zinc at 700 °C for various time

降后上升的趋势, 这是由于焙烧时间延长, 使得快速生成的还原产物固溶成铁锌固溶体造成锌浸出率下降^[26], 后续对碱浸渣分析也证明, 锌铁固溶体的生成。综合能源消耗经济因素, 在 800 °C 下, 选择 CO 浓度 4%, 焙烧时间 45 min; 在该条件下浸出率比原样浸出率提高 11.4%, 说明还原焙烧可以有效分解铁酸锌, 提高锌的回收率。

2.2 碱性浸出工艺

2.2.1 还原焙砂碱性浸出

为进一步提高锌浸出率, 对最佳焙烧条件下获得的还原焙烧产物在不同 NaOH 浓度、温度、液固比以及浸出时间下进行浸出实验, 各实验条件对锌浸出率的影响如图 4 所示。

由图 4(a)可知, 氢氧化钠浓度对锌浸出效果影响大, 在温度 80 °C, 液固比 10:1, 浸出时间 60 min 条件下, 锌浸出率随着浓度的增加而增加, 当氢氧化钠浓度由 3 mol/L 增加到 7 mol/L 时, 锌浸出率由 35.3% 上升到 84.2%, 且前期增加较快, 当达到 6 mol/L 时, 上升速度变缓, 说明该浓度已经足够反应的需要。由图 4(b)可知, 锌浸出率随温度升高线性增加, 当温度超过 80 °C 后, 锌浸出率增加速度变缓, 几乎可忽略不计, 因此, 选择 80 °C 为最佳温度。从图 4(c)可看出, 液固比对锌浸出率的影响也较大, 其变化趋势与浓度对锌浸出率的影响相差不大, 在液固比为 12:1 时达到最大, 此时的浸出率有 90.4%, 再增大反而下降, 这

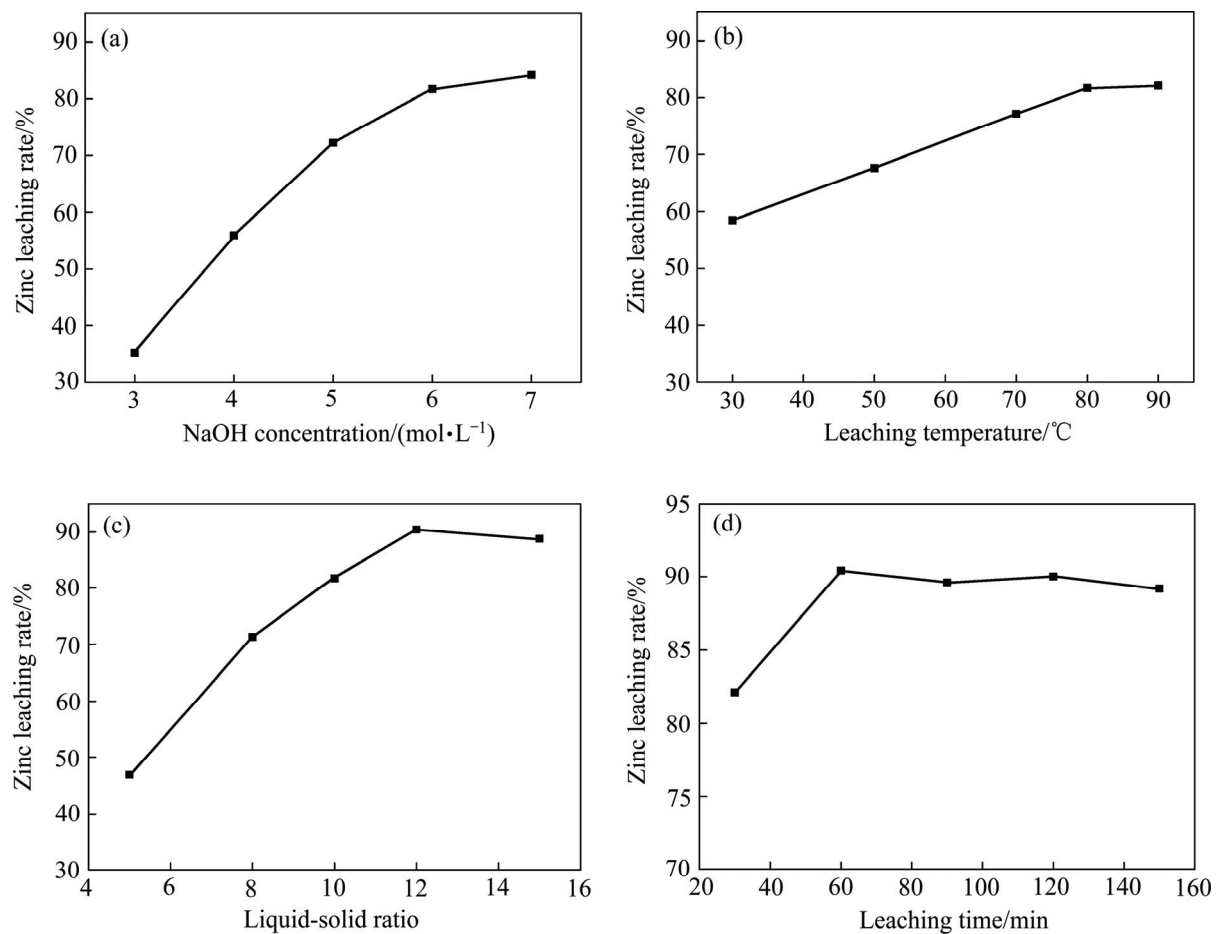


图 4 各实验条件对锌浸出率的影响

Fig. 4 Effect of different experiment conditions on leaching rate of Zn: (a) NaOH concentration; (b) Leaching temperature; (c) Liquid-solid ratio; (d) Leaching time

可能是由于液体过多，搅拌不充分引起。由图 4(d)可知，时间对锌浸出率影响相对较小，当浸出时间超过 60 min 后，锌浸出率变化不大，因此选择浸出时间 60 min。综上所述可知，最佳浸出条件为 NaOH 浓度 6 mol/L，温度 80 ℃，液固比 12:1，浸出时间 60 min。

在上述最佳条件下锌浸出率达到 90.4%，由于铁不能碱性浸出，采用 ICP-AES 分析检测铁的浸出率，其结果见表 3，由表 3 可知，浸出液中含有大量的锌、钠元素，而铁、铝、铅等元素含量很低，可忽略不计，说明铁基本存留在浸出渣中，其他杂质元素的浸出也较低，利于后续沉锌处理，通过计算可得铁浸出率只有 0.25%。

2.2.2 浸出渣 XRD 及 SEM-EDS 分析

取 2.2.1 节最佳浸出条件下的浸出渣进行 XRD 以及 SEM-EDS 分析，其结果如图 5 所示。由图 5 可以看出，浸出渣中基本无氧化锌特征峰，主要为锌铁氧

表 3 碱浸液主要化学组成

Table 3 Chemical component of alkaline leaching solution (mg/L)

Zn	Sb	Pb	B	Mn	Al	S	As	Mo
416.6	0.2	0.01	0.2	0.2	0.3	1.6	0.08	0.01
P	Co	Fe	Cr	Si	Na	Ca	K	Ba
0.2	0.02	0.3	0.05	6.3	901.9	0.4	15.5	0.02

化物，说明在该条件下，可溶性锌基本被浸出，而铁富集于渣中。由浸出渣的 SEM-EDS 图可知，浸渣颗粒成分主要为 Zn、Fe、O 元素，且锌铁氧化物相互镶嵌，该现象是造成锌浸出率不能进一步提高的主要原因；颗粒不同区域不同的亮度是由于不同的铁锌含量引起的，A 点铁锌含量高达 74.6%，可能为形成的铁锌固溶体^[27]，而 B 点铁锌含量只有 44.4%。

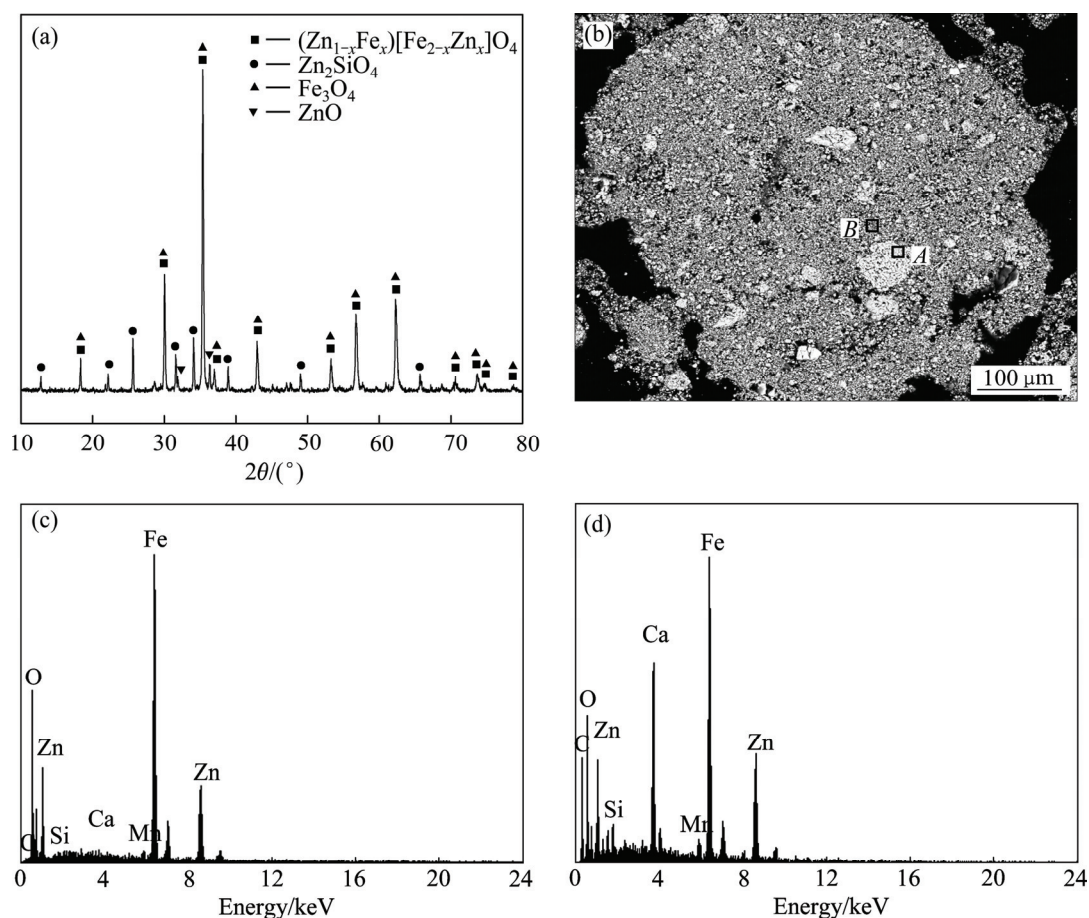


图 5 碱浸渣的 XRD 谱及 SEM 像和 EDS 图

Fig. 5 XRD pattern(a) and SEM image(b) of alkaline leaching residues and EDS spectra of areas A(c) and B(d)

3 结论

1) 高铁锌焙砂经过 CO 还原焙烧-碱浸工艺处理, 可以提高锌的回收率和基本实现锌铁分离, 实验结果表明焙烧温度、焙烧时间、氢氧化钠浓度、温度以及液固比对锌浸出效果影响较大, 其最佳工艺条件为焙烧温度 800 °C, CO 浓度 4%(体积分数), 焙烧时间 45 min, NaOH 浓度 6 mol/L, 浸出温度 80 °C, 液固比 12:1, 浸出时间 60 min, 此条件下锌浸出率达 90.4%, 而铁的浸出率只有 0.25%。

2) 浸出渣中铁锌氧化物互相镶嵌现象严重, 这是锌回收率不能进一步提高的主要原因, 有待于进一步研究。

REFERENCES

[1] BEŞE A V, BORULU N, ÇOPUR M, ÇOLAK S, ATA O N.

Optimization of dissolution of metals from waelz sintering waste (wsw) by hydrochloric acid solutions[J]. Chemical Engineering Journal, 2010, 162(2): 718-722.

- [2] 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 of iron from zinc leaching residues by reduction roasting and magnetic separation process[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2012, 22(5): 1455-1461.
- [3] NAGIB S, INOUE K. Recovery of lead and zinc from fly ash generated from municipal incineration plants by means of acid and/or alkaline leaching[J]. Hydrometallurgy, 2000, 56(3): 269-292.
- [4] LECLERC N, MEUX E, LECUIRE J M. Hydrometallurgical extraction of zinc from zinc ferrites[J]. Hydrometallurgy, 2003, 70(1/3): 175-183.
- [5] ZHANG Cheng-long, WANG Jing-wei, BAI Jian-feng, ZHAO You-cai. Recovering of zinc from solid waste bearing sphalerite or zinc ferrite by mechano-chemical extraction in alkaline solution[J]. Procedia Environmental Sciences, 2012, 16: 786-790.

- [6] ZHANG Ya-li, YU Xian-jin, LI Xiao-bin. Zinc recovery from franklinite by sulphation roasting[J]. *Hydrometallurgy*, 2011, 109: 211–214.
- [7] PENG Ning, PENG Bing, CHAI Li-yuan, LIU Wei, LI Mi, YUAN Yuan, YAN Huan, HOU Dong-kou. Decomposition of zinc ferrite in zinc leaching residue by reduction roasting[J]. *Procedia Environmental Sciences*, 2012, 16(4): 705–714.
- [8] WANG Xin, YANG Da-jin, JU Shao-hua, PENG Jin-hui, DUAN Xin-hui. Thermodynamics and kinetics of carbothermal reduction of zinc ferrite by microwave heating[J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2013, 23(12): 3808–3815.
- [9] XIA D K, PICKLES C A. Kinetics of zinc ferrite leaching in caustic media in the deceleratory period[J]. *Minerals Engineering*, 1999, 12(6): 693–700.
- [10] DUTRA A J B, PAIVA P R P, TAVARES L M. Alkaline leaching of zinc from electric arc furnace steel dust[J]. *Minerals Engineering*, 2006, 19(5): 478–485.
- [11] ASHTARI P, POURGHAFRAHMANI P. Selective mechanochemical alkaline leaching of zinc from zinc plant residue[J]. *Hydrometallurgy*, 2015, 156: 165–172.
- [12] YAN Huan, CHAI Li-yuan, PENG Bing, LI Mi, PENG Ning, HOU Dong-kou. A novel method to recover zinc and iron from zinc leaching residue[J]. *Minerals Engineering*, 2014, 55: 103–110.
- [13] 侯栋科, 彭 兵, 柴立元, 彭 宁, 闫 缓, 胡 明. 锌焙砂的选择性还原焙烧硫酸浸出工艺研究[J]. *有色金属科学与工程*, 2014, 5(1): 1–8.
HOU Dong-kou, PENG Bing, CHAI Li-yuan, PENG Ning, YAN Huan, HU Ming. Zinc recovery from zinc calcine by selective reduction roasting and acid leaching[J]. *Nonferrous Metals Science and Engineering*, 2014, 5(1): 1–8.
- [14] 彭 兵, 李燕春, 柴立元, 刘 恢, 闵小波, 胡 明, 袁莹珍, 雷 杰, 彭 宁. 锌浸渣硫酸铵焙烧-选择性浸出回收锌[J]. *中国有色金属学报*, 2015, 25(9): 2596–2603.
PENG Bing, LI Yan-chun, CHAI Li-yuan, LIU Hui, MIN Xiao-bo, HU Ming, YUAN Ying-zhen, LEI Jie, PENG Ning. Recovery of zinc from zinc leaching residue by ammonia sulfate roasting-selective leaching[J]. *The Chinese Journal of Nonferrous Metals*, 2015, 25(9): 2596–2603.
- [15] GARGUL K, BORYCZKO B. Removal of zinc from dusts and sludges from basic oxygen furnaces in the process of ammoniacal leaching[J]. *Archives of Civil and Mechanical Engineering*, 2015, 15(1): 179–187.
- [16] JU Shao-hua, ZHANG Yi-fei, ZHANG Yi, XUE Pei-yi, WANG Yi-hui. Clean hydrometallurgical route to recover zinc, silver, lead, copper, cadmium and iron from hazardous jarosite residues produced during zinc hydrometallurgy[J]. *Journal of Hazardous Materials*, 2011, 192(2): 554–558.
- [17] ORHAN G. Leaching and cementation of heavy metals from electric arc furnace dust in alkaline medium[J]. *Hydrometallurgy*, 2005, 78: 236–245.
- [18] NOGUEIRA C A, MARGARIDO F. Selective process of zinc extraction from spent Zn-MnO₂ batteries by ammonium chloride leaching[J]. *Hydrometallurgy*, 2015, 157: 13–21.
- [19] ŞAHİN M, ERDEM M. Cleaning of high lead-bearing zinc leaching residue by recovery of lead with alkaline leaching[J]. *Hydrometallurgy*, 2015, 153: 170–178.
- [20] 韦岩松, 潘恒开. 从铅锑冶炼鼓风炉水淬渣中碱浸锌的试验研究[J]. *湿法冶金*, 2013, 32(3): 158–160.
WEI Yan-song, PAN Heng-kai. Experimental study on alkaline leaching of zinc from blast furnace water-quenched slag in lead and antimony metallurgical process[J]. *Hydrometallurgy of China*, 2013, 32(3): 158–160.
- [21] ERDEM M, YURTEN M. Kinetics of Pb and Zn leaching from zinc plant residue by sodium hydroxide[J]. *Journal of Mining and Metallurgy, Section B: Metallurgy*, 2015, 51(1): 89–95.
- [22] XIA D K, PICKLES C A. Microwave caustic leaching of electric arc furnace dust[J]. *Minerals Engineering*, 2000, 13(1): 79–94.
- [23] YOUCAI Z, STANFORTH R. Extraction of zinc from zinc ferrites by fusion with caustic soda[J]. *Minerals Engineering*, 2000, 13(13): 1417–1421.
- [24] YU Gang, PENG Ning, ZHOU Lan, LIANG Yan-jie, ZHOU Xiao-yuan, PENG Bing, CHAI Li-yuan, YANG Zhi-hui. Selective reduction process of zinc ferrite and its application in treatment of zinc leaching residues[J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2015, 25(8): 2744–2752.
- [25] 陈 栋, 彭 兵, 柴立元, 彭 宁, 胡 明, 李燕春. 铁酸锌选择性还原方法及其在锌焙砂处理中的应用[J]. *中国有色金属学报*, 2015, 25(8): 2284–2292.
CHEN Dong, PENG Bing, CHAI Li-yuan, PENG Ning, HU Ming, LI Yan-chun. Selective reduction reaction process of zinc ferrite and its application in treatment of zinc calcine[J]. *The Chinese Journal of Nonferrous Metals*, 2015, 25(8): 2284–2292.
- [26] 侯栋科, 彭 兵, 柴立元, 彭 宁, 闫 缓. 铁酸锌选择性还原的反应机理[J]. *中国有色金属学报*, 2014, 24(10): 2634–2641.
HOU Dong-ke, PENG Bing, CHAI Li-yuan, PENG Ning, YAN Huan. Selective reduction mechanism of zinc ferrite[J]. *The Chinese Journal of Nonferrous Metals*, 2014, 24(10): 2634–2641.
- [27] 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: 76–89.
LI Mi. Fundamental research on selective reduction of zinc calcine and separation of zinc and iron[D]. Changsha: Central South University, 2013: 76–89.

Alkaline leaching zinc from high iron-bearing zinc calcine after reduction roasting

PENG Bing^{1,2}, LIN Dong-hong¹, LIU Hui^{1,2}, PENG Ning¹, CHEN Dong¹, LI Yan-chun¹, YUAN Ying-zhen¹

(1. School of Metallurgy and Environment, Central South University, Changsha 410083, China;

2. Chinese National Engineering Research Center for Control and Treatment of Heavy Metal Pollution, Central South University, Changsha 410083, China)

Abstract: To resolve the problem of zinc-iron separation of zinc ferrite in conventional zinc smelting process, a reduction roasting-alkaline leaching process was proposed. Zinc ferrite in high iron-bearing zinc calcine was decomposed to zinc oxide and iron oxide by reduction roasting, then, zinc oxide was selectively leached in alkaline system, the iron oxide remained in the leaching residues. The effects of roasting conditions and leaching conditions on the separation of zinc-iron were evaluated by the leaching rate of zinc and iron. The roasted products and leaching residues were analyzed by XRD and SEM-EDS. The results show that the optimal roasting condition as follows: roasting temperature of 800 °C, CO concentration of 4% (volume fraction), roasting time of 45 min; the optimal leaching condition is leaching temperature of 80 °C, NaOH concentration of 6 mol/L, liquid-solid ratio of 12:1 and leaching time of 60 min. Under this optimal condition, the leaching rates of zinc and iron are 90.4% and 0.25%, respectively. But the analysis result of SEM-EDS shows that the mosaic phenomenon of zinc oxide and iron oxide in leaching residue is serious, this is the reason why the leaching rate of zinc is hard to be further improved.

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

Foundation item: Project(51574295) supported by the National Natural Science Foundation of China; Project (2014FJ1011) supported by the Major Science and Technology Project of Hunan Province, China

Received date: 2015-12-28; **Accepted date:** 2016-05-10

Corresponding author: LIU Hui; Tel: +86-731-88830875; E-mail: leolau@csu.edu.cn

(编辑 龙怀中)