

从高硅锅炉烟尘中回收锌试验

陈 杭^{1,2}, 林泓富³, 袁水平⁴, 迟晓鹏⁴, 翁 威^{4,5}, 方朝刚⁵, 张恒星¹

(1. 厦门紫金矿冶技术有限公司, 福建 厦门 361101;

2. 昆明理工大学 冶金与能源工程学院, 云南 昆明 650031;

3. 中南大学 中南大学资源加工与生物工程学院, 湖南 长沙 410083;

4. 福州大学 紫金地质与矿业学院, 福建 福州 350108;

5. 新疆紫金有色金属有限公司, 新疆 克州 844199)

[摘 要] 新疆某锌冶炼企业回转窑锅炉烟尘硅含量高, 浸出液会形成大量胶体硅, 固液分离困难。基于此, 利用可溶硅在低酸条件下易浸出的特点, 开发了高硅锅炉烟尘二段浸出回收锌 + 中和除硅联合工艺。结果表明, 控制一段浸出终点 pH=2 时, 锌、铁、可溶硅浸出率分别为 61.23%、3.21% 和 95.23%, 能有效实现硅的分离; 一段浸出液经石灰和除硅剂中和除硅, 硅脱除率在 90% 以上; 一段浸出渣经高温高酸浸出后, 可将渣中锌含量降至 1.43%, 实现了高硅锅炉烟尘中锌的高效回收。本工艺实现了硅的高效选择性浸出, 抑制了铁的浸出, 避免石灰中和除硅过程中生成大量的氢氧化铁胶体。

[关键词] 锅炉烟尘; 浸出; 锌; 除硅; 石灰; 中和

[中图分类号] TF813

[文献标志码] A

[文章编号] 1672-6103(2022)04-0088-07

DOI:10.19612/j.cnki.cn11-5066/tf.2022.04.014

锌常规浸出工艺产生的浸出渣中铅、锌含量高, 是一种极具经济价值的二次资源^[1-2]。现有的处理工艺主要有回转窑法^[3-4]、浸没熔炼法^[5]、烟化炉法^[6-7]、旋涡炉熔炼法^[8-9]、Ausmelt 法^[10]等。其中, 回转窑法因其具有技术成熟、操作简单、铅锌挥发率高、窑渣无毒无害的特点被广泛应用。

回转窑处理锌浸出渣工艺, 是指在 1 100 ~ 1 300 °C 高温下, 浸出渣中的锌、铅等有色金属被还原成气态单质金属, 进入烟气, 在烟气中氧化生成金属氧化物并随烟气离开挥发窑, 被收集进入余热锅炉烟尘和电收尘烟尘^[11]。其中, 电收尘烟尘锌含量高、杂质少, 可直接用于脱硫或直接浸出回收锌, 而锅炉烟尘锌含量普遍较低, 铁、硅等杂质含量高, 对后续的回收工序造成较大的影响。

新疆某锌冶炼企业的锌精矿硅含量较高, 难以

通过配矿方式降低硅含量^[12], 所产出锌浸出渣经回转窑挥发产生的锅炉烟尘硅、铁含量高, 直接浸出锌时会大量硅转入浸出液, 导致系统浓密机跑浑、净液系统过滤困难等问题^[13-14]。因此, 提出了两段浸出-快速中和除硅新工艺, 以期实现高硅锅炉烟尘的高效处理。

1 试验部分

1.1 试验原料

试验原料来源于新疆某锌冶炼企业回转窑挥发工序产生的余热锅炉烟尘, 主要化学成分见表 1。烟尘粒度 45 μm, 以次氧化锌、氧化锌、硫酸锌、硅酸锌等形式存在的可溶锌占锌总量的 72.6%, 而铁酸锌、硫化锌等难溶锌占锌总量的 27.4%。

表 1 锅炉烟尘化学成分

Table 1 Chemical compositions of boiler dust

%									
成分	Zn	SiO ₂ (可溶)	Pb	Fe	S	Zn(可溶)	C	CaO	Si(总)
含量	28.21	2.80	20.01	13.56	3.70	20.47	11.21	2.33	8.28

试验用锌电解废液取自新疆某锌冶炼企业,

[收稿日期] 2021-12-14 [修订日期] 2022-01-17

[录用日期] 2022-01-20 [出版日期] 2022-08-28

[第一作者] 陈杭(1989—), 男, 福建三明人, 硕士, 工程师, 主要研究方向为有色金属冶炼。

[基金项目] 国家重点研发计划(2018YFC1900405)。

[引用格式] 陈杭, 林泓富, 袁水平, 等. 从高硅锅炉烟尘中回收锌试验[J]. 中国有色冶金, 2022, 51(4): 88-94.

Zn^{2+} 、 H^{+} 质量浓度分别为 45.61 g/L、185.92 g/L, Fe 质量浓度为 6.38 mg/L。

除硅剂为生石灰,工业级,主要化学成分见表 2。

表 2 工业生石灰的主要化学成分

Table 2 Main chemical compositions of industrial quicklime

quicklime					%
成分	有效 CaO	F	Cl	MgO	SiO ₂ (可溶)
含量	82.54	0.01	0.03	0.52	0.54

1.2 试验设备

主要试验设备:搅拌器(JJ-1,常州国华电器有限公司);水浴恒温箱(HH-4,常州国华电器有限公司);循环水多用真空泵(SHB-III,巩义市予华仪器有限责任公司);离心机(TGL-16,湖南湘仪实验室仪器开发有限公司)。

1.3 试验原理与方法

首先,对锅炉烟尘进行一段浸出,通过控制浸出条件,使可溶硅浸出,抑制铁的浸出,固液分离后得到一段浸出液与一段浸出渣;一段浸出液含有较多的硅和少量的铁,可加入生石灰除硅剂中和除硅,固液分离后得到除硅液与除硅渣。需要指出的是,若该浸出液含有大量的三价铁,会在中和除硅时生成大量的氢氧化铁胶体,造成固液分离困难;除硅液中铁、硅杂质含量少,可进入常规锌冶炼的焙砂浸出系统除铁回收锌;除硅渣主要成分为硫酸钙、硅酸钙,可送回转窑挥发系统进行无害化处理;一段浸出渣含锌较多,为了回收一段浸出渣中的锌,加入锌电解废液进行二段浸出,使大部分锌、铁浸出,固液分离后得到二段浸出液与二段浸出渣,二段浸出液中硅含量低,可直接送锌冶炼焙砂浸出系统除铁后回收锌,二段浸出渣中锌含量低,主要为硫酸铅,可直接外售。其工艺流程如图 1 所示。

1.3.1 一段浸出

将锅炉烟尘配入自来水调浆,并加入适量锌电解废液,控制较低的浸出酸度,搅拌浸出一定时间后固液分离,考察各元素的浸出效果。

一段浸出发生的主要化学反应见式(1)~(7)。

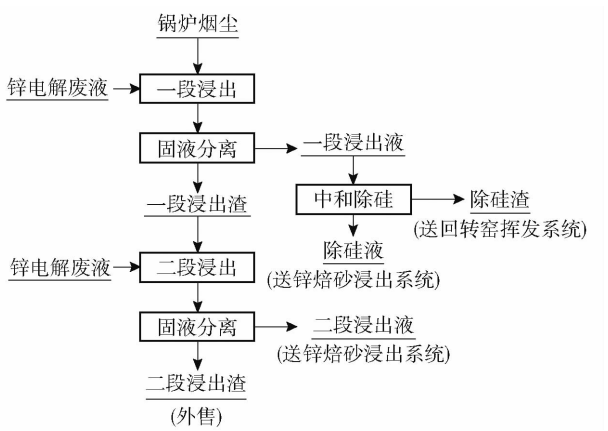
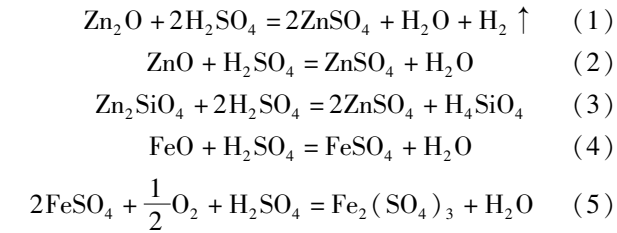
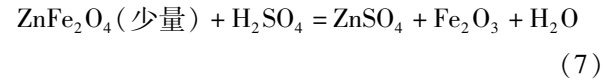
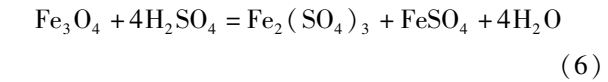


图 1 锅炉烟尘二段浸出工艺流程
Fig.1 Two-stage leaching process flow of boiler dust



由于一段浸出酸度较低,由图 2 可知,铁酸锌中铁的浸出酸度较高,在酸度较低的浸出条件下,仅有少部分的铁酸锌浸出,生成硫酸锌与三氧化二铁,三氧化二铁在低酸度的条件下不会被浸出。

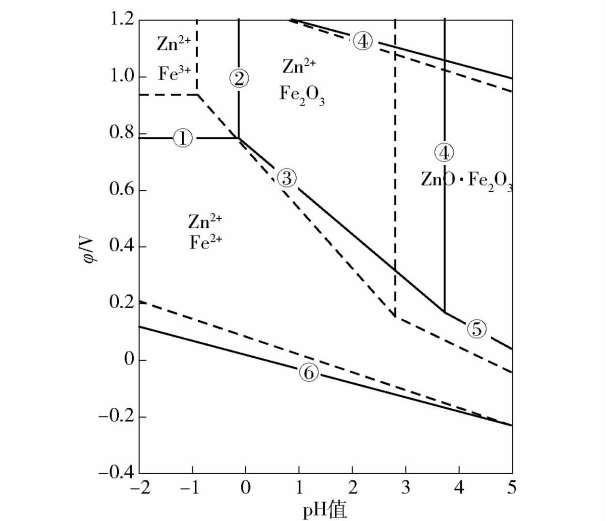


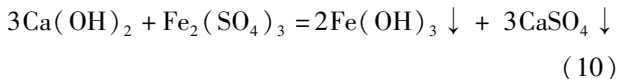
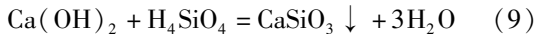
图 2 $\text{ZnFe}_2\text{O}_4\text{-H}_2\text{O}$ 系电位-pH 图(实线 $T=298\text{ K}$, 虚线 $T=373\text{ K}$)^[15]

Fig.2 Potential-pH diagram of $\text{ZnFe}_2\text{O}_4\text{-H}_2\text{O}$ System

1.3.2 中和除硅

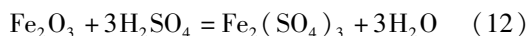
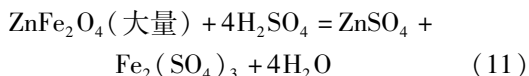
一段浸出液中加入工业生石灰除硅剂,控制温

度,搅拌反应一段时间后固液分离,考察除硅效果。中和除硅工序发生的主要化学反应见式(8)~(10)^[16]。



1.3.3 二段浸出

在一段浸出渣中加入适量的锌电解废液调浆混匀,控制较高的浸出酸度,控制反应温度,搅拌一定时间后固液分离,考察不同元素的浸出效果。二段浸出工序发生的主要化学反应见式(11)~(12)。



2 试验结果与讨论

2.1 一段浸出

2.1.1 浸出终点 pH 值对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响

取锅炉烟尘 500 g,加 1.5 L 自来水调浆,加入适量锌电解废液,在 90 ℃ 下搅拌浸出 2 h,考察浸出终点 pH 值对浸出率的影响。试验结果如图 3 所示。

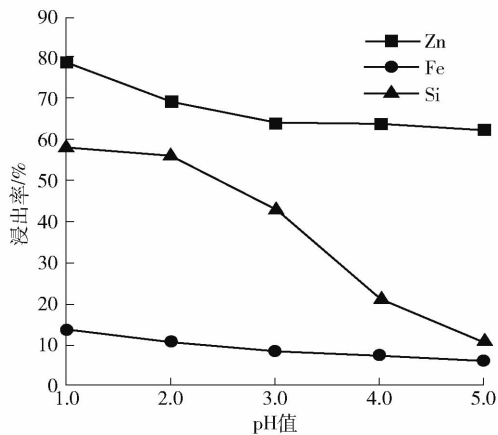


图 3 浸出终点 pH 值对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响

Fig.3 Influence of leaching final point pH of leaching rates of Zn, Fe and Si

由图 3 看出,当浸出终点 pH = 1.0 时,Zn、可溶 Si、Fe 浸出率分别为 78.54%、58.16% 和 13.68%;随浸出终点 pH 值升高,Zn、可溶 Si、Fe 浸出率均有所降低,其中可溶 Si 浸出率降低最为明显;当浸出终点 pH 值由 2.0 升高至 5.0 时,可溶 Si 浸出率由

56.13% 降低至 10.96%。同时,实验室固液分离现象表明,当浸出终点 pH ≥ 3.0 时,矿浆过滤变得困难,pH > 5.0 后难以实现过滤分离,需采用离心机进行固液分离。这是由于在不同 pH 值的溶液中,硅酸以不同的形式存在,其稳定性也不同^[17-18],pH = 2.0 时,硅胶最稳定,此时硅酸以单硅酸形式存在,对溶液的澄清过滤影响较小,随着 pH 值升高,单硅酸相互作用产生二氧化硅二聚体,又继续生成三聚体、四聚体等多聚体,进而生成 SiO₂ 胶体^[19],反应历程如图 4 所示。SiO₂ 胶体的形成会严重影响矿浆的沉降与过滤。

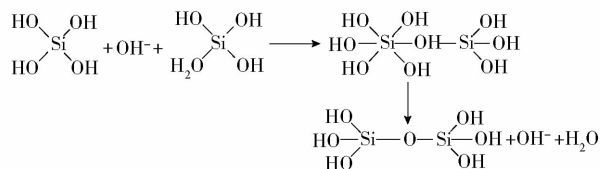


图 4 SiO₂ 溶胶聚合反应历程

Fig.4 Reaction mechanism of SiO₂ sol polymerization

综合考虑,确定浸出在 pH ≤ 2.0 条件下进行,此条件下,锌浸出率较高,且矿浆固液分离效果较好。

2.1.2 浸出温度对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响

取锅炉烟尘 500 g,加 1.5 L 自来水调浆,加入适量锌电解废液,搅拌浸出 2 h,控制浸出终点 pH = 2.0,考察温度对浸出率的影响。试验结果见图 5。

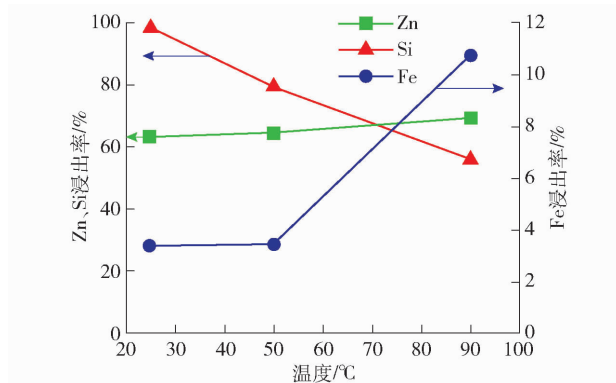


图 5 浸出温度对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响

Fig.5 Influence of leaching temperature on leaching rates of Zn, Fe and Si

由图 5 看出:随温度升高,Zn 浸出率缓慢升高,Fe 浸出率升高十分显著,而可溶 Si 的浸出率呈降低

趋势。这是由于随着浸出温度升高,部分铁酸锌溶解,所以 Zn、Fe 浸出率升高;同时浸出液中的硅酸发生聚合反应,生成 SiO₂ 溶胶并析出,导致可溶 Si 浸出率下降。试验过程表明,浸出温度越低,矿浆的过滤性能越好。因此,为了抑制铁的浸出,确保浸出液的过滤性能,一段浸出宜在室温下进行。

2.1.3 浸出时间对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响

取锅炉烟尘质量 500 g,加 1.5 L 自来水调浆,加入适量锌电解废液,控制浸出终点 pH = 2.0,在室温条件下,考察反应时间对浸出率的影响。试验结果如图 6 所示。

由图 6 看出,浸出时间在 0.5 ~ 2 h 内,Zn、Fe、Si 浸出率变化不大;随浸出时间延长,Si 浸出率有缓慢降低趋势,但变化不大。综合考虑,确定浸出时间以 0.5 h 为宜。

2.1.4 综合条件试验

取锅炉烟尘 500 g,加 1.5 L 自来水调浆,再加入

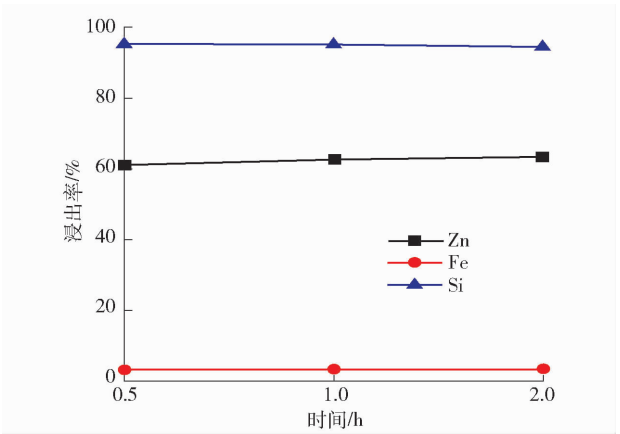


图 6 浸出时间对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响
Fig. 6 Influence of leaching time on leaching rates of Zn, Fe and Si

锌电解废液,控制浸出终点 pH = 2.0,在常温下搅拌浸出 0.5 h,固液分离,所得一段浸出液、一段浸出渣的成分见表 3。

表 3 锅炉烟尘一段浸出试验结果

Table 3 Experimental results offirst-stage leaching of boiler dust

分析样品	Zn	SiO ₂ (可溶)	Pb	Fe	SiO ₂ (总)	Si(总)
锅炉烟尘/%	28.21	2.80	20.01	13.56	8.28	—
一段浸出渣/%	13.25	0.16	24.24	15.92	6.61	—
一段浸出液/(g·L ⁻¹)	38.69	—	—	0.63	—	4.18

由表 3 可知,锅炉烟尘中 Zn 和可溶硅的含量分别为 28.21% 和 2.80%;一段浸出渣中锌和可溶硅的含量降低至 13.25% 和 0.16%;一段浸出液中 Si 含量高达 4.18 g/L,若直接进入焙砂浸出系统,将在中性浸出阶段生成大量 SiO₂ 胶体,造成焙砂中性浸出工序沉降困难。

2.2 一段浸出液除硅

一段浸出液中,硅质量浓度为 4.18 g/L。刘会祥等^[20]指出铝盐、石灰、铁盐可利用吸附与凝聚的原理,实现硅的脱除。由于一段浸出液 pH < 5.0,加入铝盐与铁盐会发生化学溶解。因此,选用石灰作为除硅剂。

2.2.1 一段浸出液 pH 值对除硅效果的影响

取 1 L 一段浸出液,分别加入生石灰将一段浸出液 pH 值调节至 3.0、4.0、5.0,常温下搅拌 0.5 h,考察 pH 值对除硅效果的影响,试验结果见表 4。

由表 4 看出,随着 pH 值的升高,硅的脱除率不断升高,当加入工业生石灰调节 pH 值为 5.0 时,硅

表 4 一段浸出液 pH 值对除硅效果的影响
Table 4 Influence of pH of first-stage leaching solutionon silicon-removal effect

pH 值	Si 含量/(g·L ⁻¹)	硅脱除率/%	锌损失率/%
2(原样*)	4.18	—	0
3	3.78	9.37	1.07
4	3.33	20.13	1.54
5	2.74	34.56	1.91

注:* 原样是指低上清液,未加任何试剂的对照试验样。

的脱除率为 34.56%,锌损失率 1.91%。由于继续升高 pH 值会造成锌水解,因此最佳 pH 值为 5.0。

2.2.2 温度的影响

取 1 L 一段浸出液,加入工业生石灰,控制反应终点 pH = 5,分别在常温、40 ℃、60 ℃、80 ℃ 下搅拌 0.5 h,考察温度对除硅效果的影响,试验结果见表 5。

由表 5 可知,温度对硅的脱除效果影响很大,当常温时,硅的脱除率普遍为 40% 左右;当温度升高至 40 ℃,硅脱除率迅速升高至 70% 以上;升高温度

表 5 温度对除硅效果的影响

Table 5 Influence of temperature on silicon-removal effect

温度/℃	Si 含量/(g·L ⁻¹)	硅脱除率/%	锌损失率/%
常温	2.74	34.56	1.85
40	1.23	70.57	1.83
60	0.32	92.34	1.81
80	0.36	91.39	1.79

至 60 ℃,硅脱除率达到 90% 左右,继续升高温度,硅脱除率变化不大。

2.2.3 反应时间对除硅效果的影响

取 1 L 一段浸出液,分别向溶液中加入工业生石灰,控制反应终点 pH 为 5.0,在 60 ℃ 条件下搅拌,分别设置反应时间为 5 min、15 min、30 min、1 h、2 h,考察不同反应时间对除硅效果的影响,试验结果见表 6。

表 6 反应时间对除硅效果的影响

Table 6 Influence of reaction time on silicon-removal effect

时间	Si 含量/(g·L ⁻¹)	硅脱除率/%	锌损失率/%
5 min	1.84	56.34	1.13
15 min	0.37	91.11	1.80
30 min	0.32	92.34	1.83
1 h	0.31	92.11	1.82
2 h	0.29	93.06	1.82

由表 6 可知,反应时间对 Si 的脱除率影响不大,当反应时间为 15 min 时, Si 脱除率已达 90% 左右,继续延长反应时间, Si 的脱除率升高不明显。

2.3 二段浸出

2.3.1 浸出温度对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响

取 500 g 一段浸出渣,加入 2.5 L 锌电解废液,搅拌浸出 2 h,考察不同温度对浸出效果的影响,试验结果如图 7 所示。

由图 7 可知,Zn、Fe 的浸出率十分接近,随温度升高的趋势也基本一致,这表明在热酸浸出过程中,主要为铁酸锌的浸出。当浸出温度为 90 ℃ 时,Zn、Fe、Si 的浸出率分别为 92.04%、91.28% 和 3.21%。同时, Si 的浸出率始终很低,温度对 Si 的浸出率的影响很小,对浸出矿浆的固液分离有利。

2.3.2 浸出时间对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响

取 500 g 一段浸出渣,加入 2.5 L 锌电解废液,在 90 ℃ 条件下搅拌浸出,考察不同时间对浸出效果

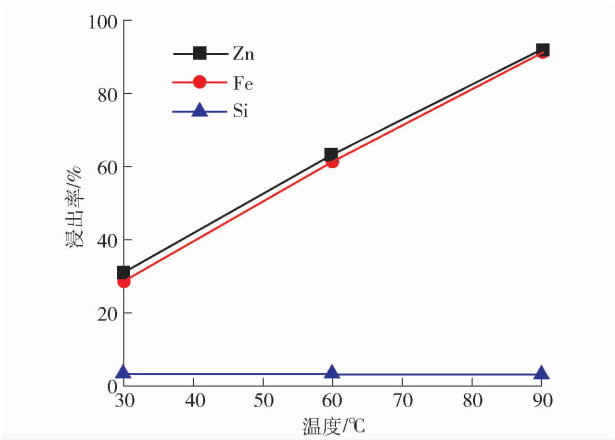


图 7 浸出温度对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响

Fig.7 Influence of leaching temperature on leaching rates of Zn, Fe and Si

的影响,试验结果如图 8 所示。

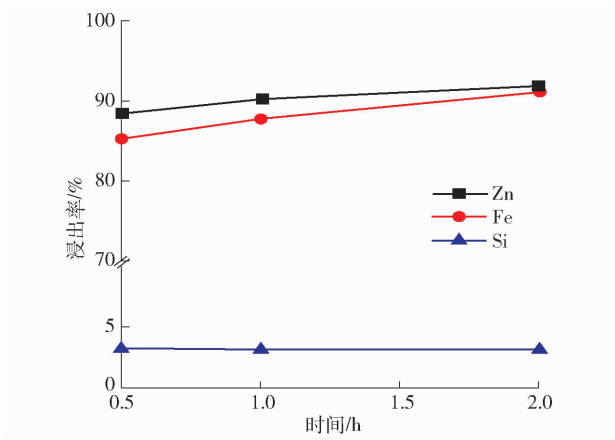


图 8 浸出时间对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响

Fig.8 Influence of leaching time on leaching rates of Zn, Fe and Si

由图 8 可知,随着浸出时间的延长,Zn、Fe 的浸出率缓慢升高, Si 的浸出率基本保持不变。当浸出时间由 0.5 h 延长至 2 h 时,Zn 浸出率由 88.65% 提升至 92.04%。

2.3.3 锌电解废液添加量对 Zn、Fe、Si 浸出率的影响

取 500 g 一段浸出渣,在 90 ℃ 条件下搅拌浸出 2 h,考察不同锌电解废液添加量对浸出效果的影响,试验结果如图 9 所示。

由图 9 可知,随着锌电解废液加入量的增多,浸出终点酸度不断升高,越有利于铁酸锌的浸出。当锌电解废液加入量为 1.5 L 时,Zn、Fe、Si 的浸出率分别为 87.03%、85.27% 和 3.21%;当锌电解废液

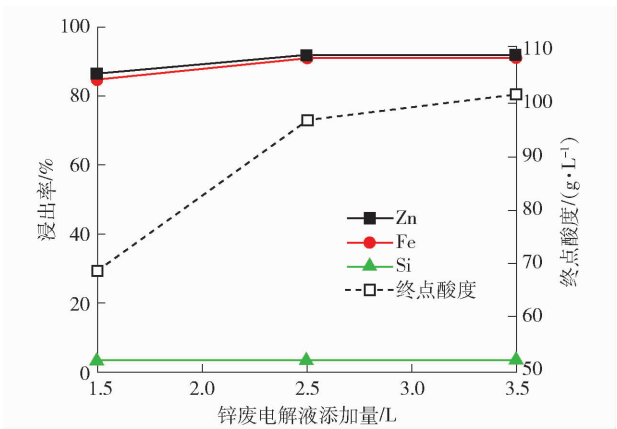


图 9 锌电解废液添加量对 Zn、Fe、Si 浸出率及终点酸度的影响

Fig. 9 Influence of waste electrolyte addition amount on leaching rates of Zn, Fe and Si

加入量为 2.5 L 时,Zn、Fe 的浸出率分别提升至 92.04% 和 91.28%,Si 的浸出率基本不变,继续提高锌电解废液加入量,Zn、Fe 的浸出率变化不大。

2.3.4 综合条件试验

取 500 g 一段浸出渣,加入 2.5 L 锌电解废液,在 90 ℃ 下搅拌反应 2 h,其浸出效果如表 7 所示。

表 7 一段浸出渣热酸浸出效果

Table 7 Hot acid leaching effect of first-stage leaching residue %

分析项	Zn	Fe	SiO ₂ (总)	Pb	SiO ₂ (可溶)
一段浸出渣	12.9	16.05	6.61	24.24	0.16
铅渣	1.43	1.95	8.87	34.21	0.19

由表 7 可知,经二段热酸浸出后,铅渣中锌含量为 1.43%,锌浸出率达 92.04%;同时,铁的浸出率高达 91.28%,表明大部分铁酸锌已经被浸出;铅渣中铅含量由 24.24% 富集至 34.21%,可直接外售至铅冶炼厂回收铅。

3 结论

1)该工艺通过控制一段浸出终点 pH 值和温度使大部分可溶硅富集于一段浸出液中,并抑制了铁的浸出。

2)利用一段浸出液硅高铁低的特点,通过中和法实现硅的高效脱除,同时避免因氢氧化铁造成的过滤困难问题。

3)在二段浸出过程中,通过升高浸出温度和酸

度,可使大部分锌、铁浸出,实现了次氧化锌烟尘中锌的高效回收。

4)该工艺可广泛应用于高硅氧化锌物料的综合回收。

[参考文献]

[1] 姚芝茂,赵丽娜,徐成. 锌冶炼工业有价金属回收潜力与现状分析[J]. 中国有色冶金, 2011, 40(1): 49-54.
YAO Zhimao, ZHAO Lina, XU Cheng. Status and potentiality analysis of recovery of valuable metals in zinc smelting industry[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2011, 40(1): 49-54.

[2] 魏景文,李龙. 湿法炼锌工艺中的综合回收[J]. 硅谷, 2014, 7(11): 184, 186.
WEI Jingwen, LI Long. Comprehensive recovery in zinc hydrometallurgy process[J]. Silicon Valley, 2014, 7(11): 184, 186.

[3] 陈卫华,邹学付. 浅谈湿法炼锌浸出渣的综合回收[J]. 金属矿山, 2006(1): 98-100.
CHEN Weihua, ZOU Xuefu. On comprehensive recovery of leaching slag in wet smelting of zinc[J]. Metal Mine, 2006(1): 98-100.

[4] 闫缓. 基于铁酸锌选择性还原的锌浸出渣处理研究[D]. 长沙:中南大学, 2014.
YAN Huan. Treatment of zinc leaching residue based on the selective reduction of zinc ferrite[D]. Changsha: Central South University, 2014.

[5] 李东波,蒋继穆. 国内外锌冶炼技术现状和发展趋势[J]. 中国金属通报, 2015(6): 44-46.
LI Dongbo, JIANG Jimu. Current situation and development trend of zinc smelting technology in China and other countries[J]. China Metal Bulletin, 2015(6): 44-46.

[6] 刘燕庭,阎丽,黄春林,等. 锌浸出渣中有价元素综合回收技术研究进展[J]. 湖南有色金属, 2014, 30(6): 44-48.
LIU Yanting, YAN Li, HUANG Chunlin, et al. Research progress in comprehensive recovery technology of valuable elements from leaching zinc residue[J]. Hunan Nonferrous Metals, 2014, 30(6): 44-48.

[7] 刘学武,王正民,王书民. 炉窑处理湿法炼锌浸出渣研究进展[J]. 商洛学院学报, 2016, 30(2): 47-52.
LIU Xuewu, WANG Zhengmin, WANG Shumin. Advances on furnaces processing of wet smelting zinc leaching residue[J]. Journal of Shangluo University, 2016, 30(2): 47-52.

[8] ANTREKOWITSCH J, PICHLER C. Recycling of zinc and lead bearing residues with pyrolysis gas[J]. Jom, 2015, 67(9): 2038-2046.

[9] 王福生,车欣. 锌浸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. Present situation and development trend of comprehensive utilization of zinc leaching residue[J]. Tianjin Chemical Industry, 2010, 24(3): 1-3.

[10] 晏祥树,陈春林. 锌浸出渣火法处理工艺探讨[J]. 中国有色冶金, 2012, 41(5): 58-62.
YAN Xiangshu, CHEN Chunlin. Discussion on pyrometallurgical

- process for zinc leaching residue[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2012, 41(5): 58–62.
- [11] 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(S1): 120–124, 126.
- MEI Yi. Application of rotary volatilization kiln in the treatment of zinc leaching residue[J]. Nonferrous Metals Design, 2003, 30(S1): 120–124, 126.
- [12] 何洪涛. 高硅锌精矿的处理方法[J]. 有色冶炼, 2001(3): 36–38, 42.
- HE Hongtao. Treatment method of high-silicon zinc concentrate[J]. Non-ferrous Smelting, 2001(3): 36–38, 42.
- [13] 徐瑞. 高硅含锌冶炼粉尘酸浸过程中硅的行为研究[D]. 北京: 北京有色金属研究总院, 2013.
- XU Rui. The study of behavior of silicon in the acid leaching process of a high silicon content zinc smelting dust[D]. Beijing: General Research Institute for Nonferrous Metals, 2013.
- [14] 周德林, 陈世明. 高硅锌精矿的湿法冶金研究[J]. 云南冶金, 1979(2): 33–39.
- ZHOU Delin, CHEN Shiming. Study on hydrometallurgy of high silicon zinc concentrate[J]. Yunnan Metallurgy, 1979(2): 33–39.
- [15] 铅锌冶金学编委会. 铅锌冶金学(精)[M]. 北京: 科学出版社, 2003: 327.
- Metallurgy of lead and Zinc Editorial Board. Metallurgy of Lead and Zinc[M]. Beijing: Science Press, 2003: 327.
- [16] 张桂枝. 热石灰法原水除硅预处理[J]. 水处理技术, 1994(5): 305–306.
- ZHANG Guizhi. Pretreatment of silicon removal from raw water by hot lime method[J]. Technology of Water Treatment, 1994(5): 305–306.
- [17] 杨海龙. 高硅锌矿水热转化及硅聚合沉淀行为研究[D]. 昆明: 昆明理工大学, 2016.
- YANG Hailong. Research on hydrothermal acid conversion of high silica zinc ore and polymerization precipitation behavior of silica[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2016.
- [18] 高宝玉, 艾子萍, 王淑仁. 聚硅酸的絮凝性能及胶凝特性研究[J]. 山东大学学报(自然科学版), 28(4): 482–486.
- GAO Baoyu, AI Ziping, WANG Shuren. The properties of polysilicic acid and its flocculation as flocculant agent for water treatment[J]. Journal of Shandong University, 28(4): 482–486.
- [19] 殷馨, 戴媛静. 硅溶胶的性质、制法及应用[J]. 化学推进剂与高分子材料, 2005, 3(6): 35–40, 49.
- YIN Xin, DAI Yuanjing. Characteristics, manufacture and application of silica sol[J]. Chemical Propellants & Polymeric Materials, 2005, 3(6): 35–40, 49.
- [20] 刘会祥, 赵营峰, 李文华, 等. 聚合硫酸铁絮凝法去除一次盐水中杂质硅[J]. 氯碱工业, 2019, 55(7): 3.
- LIU Huixiang, ZHAO Yingfeng, LI Wenhua, et al. Removal of silicon impurities in primary brine by polymeric ferric sulfate flocculation[J]. Chlor-Alkali Industry, 2019, 55(7): 3.

Experiment on recovery of zinc from high-silicon boiler dust

CHEN Hang^{1,2}, LIN Hong-fu³, ZHONG Shui-ping⁴, CHI Xiao-peng⁴,
WENG Wei⁵, FANG Chao-gang⁵, ZHANG Heng-xing¹

(1. Xiamen Zijin Technology of Mining and Metallurgy Ltd., Xiamen 361101, China;

2. School of Metallurgy and Energy Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650031, China;

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

4. Zijin School of Geology and Mining, Fuzhou University, Fuzhou 350108, China;

5. Xinjiang Zijin Nonferrous Metals Co., Ltd., Kezhou 844199, China)

Abstract: The rotary kiln boiler dust of a zinc smelter in Xinjiang had a high silicon content, which resulted in the formation of a large amount of colloidal silica in the leachate, causing difficulty in the separation of the solid and liquid. Based on this situation, a combined process of two-stage leaching and recovery of zinc from high-silicon boiler dust + neutralization for silicon removal was developed by taking advantage of the easy leaching feature of soluble silicon under low acid conditions. The results showed that an effective separation of silicon was achieved and the zinc, iron and soluble silicon leaching rates were 61.23%, 3.21% and 95.23% respectively when the endpoint pH value of the first-stage leaching was controlled at 2.0; the silicon removal rate of the first-stage leachate reached above 90% after neutralization by lime and silicon-removal agent for silicon removal; the zinc content in the residue was reduced to 1.43% after high-temperature and high-acid leaching of the first-stage leachate, accomplishing an efficient recovery of zinc in the high-silicon boiler dust; a high-efficiency selective leaching of silicon was realized through the process, the leaching of iron was inhibited and the formation of an unexpected amount of ferric hydroxide colloid was also avoided during lime neutralization for silicon removal.

Key words: boiler dust; leaching; zinc; silicon removal; lime; neutralization