

doi:10.3969/j.issn.1007-7545.2022.05.001

湿法炼锌浸出渣减量化浸出工艺

魏昶^{1,2}, Joniqulov Amirkhon¹, 简单¹, 邓志敢^{1,2},
杨馥銜¹, 孙朴¹, 李兴彬¹, 李旻廷¹

(1. 昆明理工大学 冶金与能源工程学院, 昆明 650093;
2. 昆明理工大学 省部共建复杂有色金属资源清洁利用国家重点实验室, 昆明 650095)

摘要:以常规湿法炼锌工艺锌浸渣为研究对象,对比研究常压酸浸和加压酸浸条件下锌浸渣的酸性浸出减量化效果,以及渣中锌、铜和钢等有色金属的浸出率。结果表明,在常压酸浸条件下,渣量可减少65%以上,渣中锌含量可降至3%左右,锌、铜和钢的浸出率均在91%以上;在加压酸浸条件下,渣量可减少40%以上,渣中锌含量可降至2%以下,锌和铜的浸出率达到95%左右,但钢浸出率仅为70%左右,相对较低。常压酸浸过程锌浸渣中的铁绝大部分浸出,有利于钢的浸出;加压酸浸过程锌浸渣中的铁大量以铅铁矾的形式留在渣中,阻碍了钢的浸出。常压浸出液中铁含量较高,达到25 g/L以上;加压浸出液中铁含量较低,小于2 g/L,有利于后续浸出液中铜、钢的回收。常压浸出渣量少,有利于渣中铅、银的富集,可单独销售;加压浸出由于铁沉淀入渣,致使渣中铅、银富集比低,适合于铅锌联合企业返回铅熔炼炉。

关键词: 锌浸出渣;常压浸出;加压浸出;浸出渣;减量化

中图分类号: TF813 **文献标志码:** A **文章编号:** 1007-7545(2022)05-0001-07

Decrement Leaching Process of Zinc Leaching Residue

WEI Chang^{1,2}, JONIQULOV Amirkhon¹, JIAN Dan¹, DENG Zhi-gan^{1,2},
YANG Fu-xian¹, SUN Pu¹, LI Xing-bin¹, LI Min-ting¹

(1. Faculty of Metallurgical and Energy Engineering, Kunming University of

Science and Technology, Kunming 650093, China;

2. State Key Laboratory of Complex Nonferrous Metal Resources Clean Utilization, Kunming University of
Science and Technology, Kunming 650093, China)

Abstract: Taking zinc leaching residue of conventional zinc hydrometallurgy process as research object, leaching behavior of zinc, copper and indium in zinc leaching residue and decrement of zinc leaching residue were comparative studied in the process of atmospheric and pressure system. The results show that under the condition of atmospheric acid leaching, the residue amount can be reduced by more than 65%, zinc content in residue can be reduced to about 3%, and leaching efficiency of zinc, copper and indium are all above 91%. The residue amount can be reduced by more than 40%, and zinc content in residue can be below 2% in the process of pressure acid leaching. Leaching efficiency of zinc and copper can reach about 95%, but leaching efficiency of indium is only about 70%, which is relatively low. The vast majority of

收稿日期: 2021-12-12

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51964029);国家重点研发计划项目(2018YFC1900402);云南省应用基础研究计划项目(202001AT070079)

作者简介: 魏昶(1962-),男,博士,教授;通信作者:邓志敢(1983-),男,博士,副教授

iron in zinc leaching residue is leached during atmospheric acid leaching, which is conducive to leaching of indium. A large number of iron in zinc leaching residue remains in the form of plumbojarosite during pressure acid leaching process, which hinders leaching of indium. Iron content in atmospheric leachate is higher, reaching more than 25 g/L, while iron content in pressurized leachate is 2 g/L below, which is beneficial to recovery of copper and indium in subsequent leachate. The amount of atmospheric leaching residue is small, which is beneficial to enrichment of lead and silver in the residue, and can be sold separately. Due to iron precipitation into residue during pressure leaching, resulting in low enrichment ratio of lead and silver in the residue, it is suitable for lead-zinc joint enterprise back to lead smelting furnace.

Key words: zinc leaching residue; atmospheric pressure leaching; pressure leaching; leaching residue; decrement

锌的冶炼以湿法为主,产量占世界锌产量的85%以上^[1-2]。常规湿法炼锌工艺流程为焙烧—浸出(中性浸出+弱酸浸出)—净化—电积,弱酸浸出后产出的锌浸渣主要成分为铁酸锌(含钢铁酸锌)。铁酸锌是在焙烧过程中,由硫化锌精矿中的杂质铁与主金属锌在高温氧化条件下形成,同时,伴生的稀散金属铟也以类质同象的形式进入铁酸锌晶格中,使得锌浸渣在一定程度上富集了金属铟^[3-5]。锌浸渣中除含有大量的锌、铟外,还含有其他有价金属铅、铜、金、银等。据统计,中国每年产出约4 Mt 锌浸出渣^[6-8]。因此,对锌浸渣进行处理,实现锌浸渣的减量化、无害化和资源化具有重要意义。

锌浸渣处理的方法包括火法工艺和湿法工艺,火法处理工艺主要是回转窑挥发法和烟化炉挥发法,其对原料适应性强,但能耗高、环境负担重,且有价金属回收率相对低^[9]。湿法处理工艺主要为热酸浸出—沉铁,按溶液中铁的沉淀形式分黄钾铁矾法、针铁矿法、赤铁矿法^[10-11]。黄钾铁矾法除铁后的铁矾渣含铁低(30%左右),不便利用,而且渣中还含有砷、镉等危险元素,不能满足堆存要求;针铁矿法可同步脱除砷、氟和锑,但渣量大,铁渣仍不能利用,需经二次火法处理,而且操作复杂。赤铁矿法沉铁产出的铁渣可直接利用,且渣量小,锌及伴生金属浸出率高,可实现渣的无害化处理,但对设备要求高。

近些年,关于锌浸渣的处理,国内外学者进行了

一定研究。火法处理工艺主要集中在装备的改进和研发,以提高有价浸出挥发率;湿法处理工艺主要是基于如何更好地实现热酸浸出^[12-17]。

本文以广西某厂湿法炼锌传统工艺中浸+弱酸浸出产出的锌浸渣为研究对象,该渣含锌15%~20%、铁20%左右,且有较高含量的铜和铟。采用现有的回转窑挥发工艺处理大量的锌浸出渣,能耗较高,尤其铜难以回收利用。为此,本文开展了常压酸浸和加压酸浸两种体系下,锌浸渣的减量化浸出工艺对比研究,其目的是通过湿法强化浸出工艺提高锌浸渣中的铜和铟回收率,实现锌浸渣减量,富集渣中铅和银,减少进入回转窑或烟化炉的锌浸渣的处理量,降低锌浸出火法处理能耗,达到直接返回铅熔炼炉的要求。

1 试验

1.1 试验原料

锌浸渣来自广西某冶炼厂,其主要化学成分见表1,锌浸渣中的主要有价元素为Zn、Fe、Cu、In、Ag,同时还含有大量的Si和Fe。其XRD谱如图1所示,铁酸锌的特征衍射峰尖锐,晶型良好,锌浸渣中锌主要以铁酸锌($ZnOFe_2O_3$)形式存在,少量以 $ZnSO_4$ 形式存在,脉石主要为 SiO_2 和 Fe_3O_4 。

1.2 试验仪器与方法

试验设备及仪器主要包括:S212-2L常压玻璃反应釜;GSH-2L加压钛制反应釜;PHS-3C型雷磁pH计等。

表1 锌浸渣主要化学成分

Table 1 Main chemical compositions of zinc leach residue

/%

Zn	Fe	Ag*	In*	Cu	S	C	SiO ₂	Pb	F	Cl	As
17.50	22.08	194.9	258.9	0.75	7.98	3.37	7.72	2.51	0.015	<0.01	0.41

注: * 单位为 g/t,下同

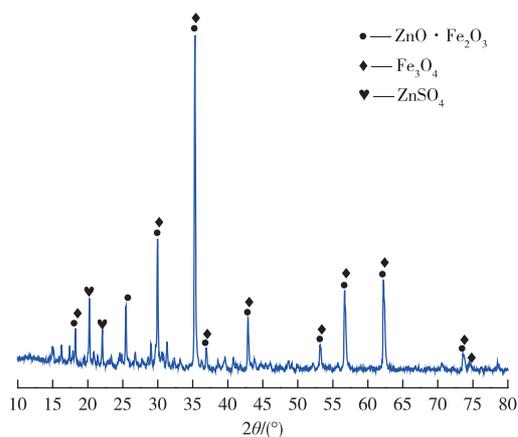


图1 锌浸渣的XRD谱

Fig. 1 XRD pattern of zinc leaching residue

常压酸浸试验:按试验设计,将一定量的废电解液加入三口烧瓶中,并置于水浴锅中加热,待溶液温度达到指定温度,将一定量的锌浸渣加入烧瓶中并将橡皮塞塞紧瓶口,然后开启搅拌进行反应,开始记录时间,到达指定时间后,采用真空过滤进行液固分离,得到滤渣和滤液。用量筒量取滤液体积,并称重,对浸出液进行取样分析,测定其中全铁和二价铁含量;浸出渣经过洗涤过滤后,将其置于真空干燥箱中,在 75°C 条件下恒温烘干 12 h,称重、记录并送检。

加压酸浸试验:将称量好的锌浸渣和废电解液一同加入高压釜中后,将釜密封、升温,当达到反应温度后开始计时,并开启搅拌。达到反应时间后,打开水冷装置,快速降温冷却。待温度降到合适温度,

打开高压釜,抽出釜内矿浆,真空过滤,得到滤渣和滤液。量取滤液体积,并称重,对浸出液进行取样分析。浸出渣经过洗涤过滤后,将其置于真空干燥箱中,在 75°C 条件下恒温烘干,干燥后制样保存。采用原子吸收分光光度计分析液样中的元素含量。浸出过程的浸出率计算公式:

$$Y = [1 - C_1 M_1 / (C_2 M_2)] \times 100\%$$

式中, Y 为浸出率(%); C_1 、 C_2 分别为浸出渣中元素含量和原料中元素含量(%); M_1 、 M_2 分别为浸出渣的质量以及原料的质量(g)。

渣率计算公式:

$$\theta = \frac{m_1}{m_2} \times 100\%$$

式中, θ 为渣率(%); m_1 、 m_2 分别为加入物料和产出物料的干基质量(g)。

2 结果与讨论

2.1 锌浸渣的常压酸浸

2.1.1 锌浸渣一段常压酸浸

一段常压酸浸试验主要考察初始酸度和液固比(L/S)对浸出效果的影响。在温度 90°C 、液固比 6 (体积质量比, mL/g, 下同)、搅拌转速 450 r/min、反应时间 4 h 条件下,初始硫酸酸度对渣率及锌、铁、铜和钢浸出率的影响如图 2a 所示。在温度 90°C 、初始硫酸浓度 160 g/L、搅拌转速 450 r/min、反应时间 3 h 条件下,液固比对浸出率渣率及的影响如图 2b 所示。

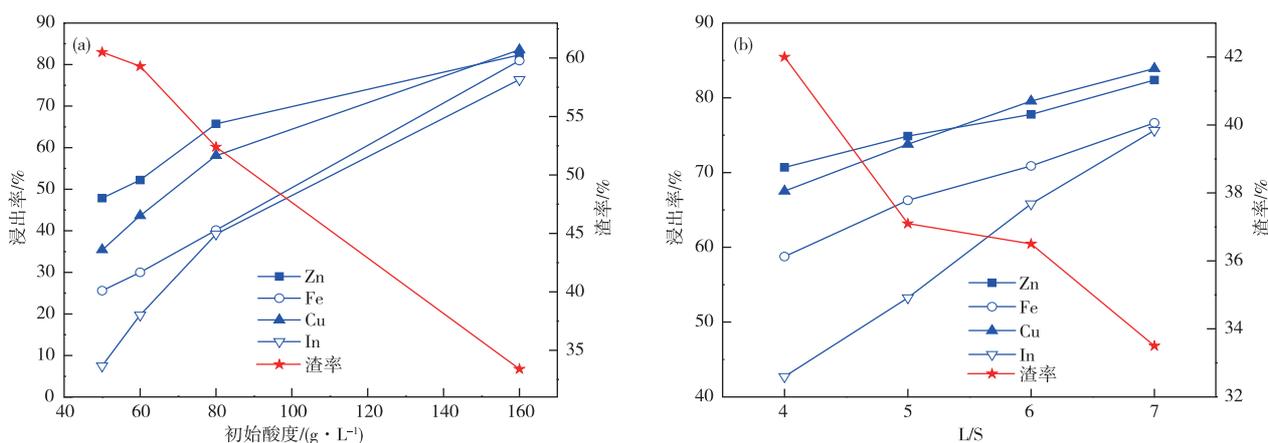


图2 常压酸浸初始硫酸浓度(a)和L/S(b)对浸出率及渣率的影响

Fig. 2 Effects of initial acid concentration (a) and L/S (b) on extraction and residue rate of atmospheric acid leaching

由图 2a 可知,锌、铁、铜和钢的浸出率随初始硫酸浓度的升高而增加。当初始酸度低于 80 g/L 时,

锌的浸出率仅有 70% 左右,当酸度提高至 160 g/L 时,锌的浸出率可达 80% 以上,说明随着酸度的提

高,渣中的铁酸锌逐渐分解,使锌得以浸出,渣率不断降低,渣量不断减少。当酸度为 160 g/L 时,渣率可将至 35% 以下,即渣量可减少 65% 以上。

由图 2b 可知,随着液固比的增大,浸出渣率不断降低。当液固比提高至 7 时,渣率降至 33.5%,锌浸渣量减少接近 70%。说明初始酸度一定时,增加液固比使总酸量增加,矿浆流动性变好,有利于反应进行。对比图 2a 和图 2b 可知,当液固比达到 6 时,渣率有所减少,在液固比增加至 7 时,渣的减量化效果明显,增加体系酸量,浸出更有效。

图 2b 显示,锌、铁、铜和钢的浸出率随液固比的增大而升高,锌的浸出率明显比铁的浸出率更高,主要是因为,热酸浸出过程中,铁酸锌的溶解分两步完成,先浸出 Zn²⁺,再浸出 Fe²⁺,且铁的溶解 pH 比锌的低很多^[18]。当保持液固比不变,延长浸出时间,钢的浸出率增大幅度较小,其原因可能是锌优先于钢浸出,随着反应的进行,酸度逐渐降低,导致以类质同象形式进入铁酸锌晶格中的钢难以浸出。通过一段常压酸浸,在初始硫酸浓度 160 g/L、温度 90 °C、液固比 6、搅拌转速 450 r/min、浸出时间 3 h 的浸出工艺条件下,可实现锌浸渣减量 65% 以上,渣中锌

含量可降到 10% 以下,铜含量可降到 0.4% 以下,但一段常压酸浸液的终酸较高,不利于后续溶液处理,且有价金属回收率有待进一步提高。

2.1.2 锌浸渣两段常压酸浸

为解决一段常压浸出率低、终酸高的问题,开展了锌浸渣的两段常压酸浸试验,一段酸性浸出控制浸出液酸度 20~40 g/L,得到合格溶液以便返回锌冶炼系统,二段酸性浸出需要在保证高浸出率的同时,满足一段酸性浸出的条件。两段常压酸浸的特点是在一段酸性浸出加入锌浸渣,二段酸性浸出加入废电解液,加入的锌浸渣与废电解液的量与一段常压浸出加入的量相等,但是达到的效果更好。

在温度 90 °C、搅拌转速 450 r/min、反应时间 3 h 条件下,两段常压酸浸结果如表 2 所示。由表 2 可知,锌浸渣经过两段常压浸出后,总渣率约 34%,渣减量 65% 以上,锌、铜和钢的浸出率均大于 91%,渣中锌含量可降至 3% 左右,同时保证一段浸出液酸度在 20~40 g/L。当一段初始酸度为 80 g/L 时,降低液固比,渣中锌和铜的浸出率变化较小,而一段浸出液的酸度可降至 24.56 g/L,便于后续处理。

表 2 两段常压酸浸试验结果

Table 2 Experimental results of two-stage atmospheric acid leaching

编号	液固比	初酸/ (g · L ⁻¹)	终酸/ (g · L ⁻¹)	两段常压浸出渣/%				两段常压浸出率/%				
				渣率	Zn	Fe	Cu	In [*]	Zn	Fe	Cu	In
1#一段	6	80	32.34									
1#二段	6	160	118.58	34.53	3.28	14.57	0.16	60.1	92.75	77.29	91.63	91.98
2#一段	5	80	24.56									
2#二段	5	160	100.34	33.40	3.64	13.89	0.16	65.2	93.05	78.99	92.87	91.59

两段常压酸浸渣 XRD 谱如图 3 所示。由图 3 可知,经过两段常压浸出,渣中仍存在少量未溶的铁酸锌(ZnFe₂O₄),铅主要以硫酸铅形式富集,可直接外售,也可将减量后的渣送火法处理,将未溶解的铁酸锌完全分解,回收其中有价金属,进一步提高有价金属回收率。与未采用常压酸浸处理之前相比,渣量显著减少,火法渣处理的工作负荷减少,能耗降低。

2.2 锌浸渣的加压酸浸

2.2.1 锌浸渣一段加压酸浸

一段加压酸浸试验主要考察初始酸度和温度对浸出效果的影响。在温度 120 °C、液固比 5、搅拌转速 450 r/min、反应时间 2 h 条件下,初始硫酸酸度对渣率及锌、铁、铜和钢浸出率的影响如图 4 所示。在初始酸度 100 g/L、液固比 5、搅拌转速 450 r/min、反应时间 2 h 条件下,温度对渣率及锌、铁、铜和钢

浸出率的影响如表 3 所示。

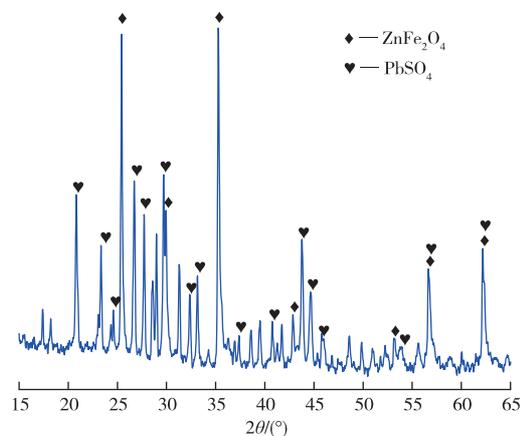


图 3 两段常压酸浸出渣的 XRD 谱
Fig. 3 XRD pattern of two-stage atmospheric leaching residue

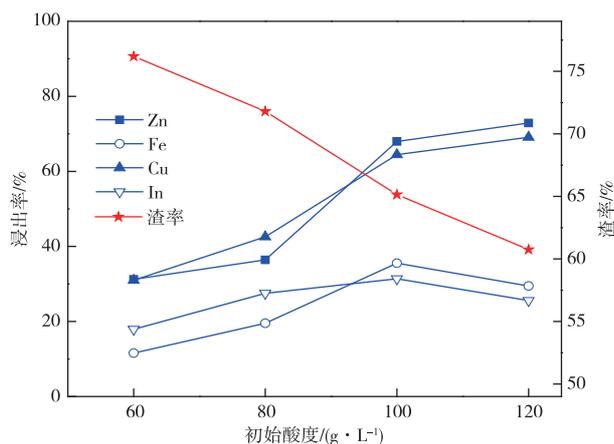


图4 加压酸浸初始硫酸浓度对浸出率及渣率的影响

Fig. 4 Effects of initial acid concentration on extraction and residue rate of pressurized acid leaching

表3 加压酸浸温度对浸出率及渣率的影响

Table 3 Effects of temperature on leaching rate and residue rate of pressurized acid leaching /%

温度/℃	一段加压浸出渣率	一段加压浸出率			
		Zn	Fe	Cu	In
120	60.15	67.96	35.53	64.46	31.39
150	66.55	63.00	23.81	61.63	19.59

由图4可知,有价金属的浸出率随硫酸浓度的增加而增加。当初始酸度低于100 g/L时,即使在120℃高温条件下,锌和铜的浸出率仍较低,当酸度提高至100 g/L时,渣量可减少40%左右,锌和铜的浸出率相近,可达70%左右,铁和铜的浸出率相近,

但仅为20%左右,说明高温高酸是溶解铁酸锌的必要条件,但加压条件下铁会发生沉淀,同时抑制铜浸出,导致铁和铜浸出率低。

由表3可知,随着温度由120℃升高至150℃,渣率由60%增加到66.55%,锌、铁、铜和铜的浸出率皆下降。这是因为,在高温条件下,随着反应的进行,酸度不断降低,加压釜内形成了高温低酸环境,在该环境下铁会以铁钒渣的形式沉淀而留在渣中,而铜被铁酸锌包裹难以浸出。通过一段加压酸浸,在初始硫酸浓度100 g/L、温度120℃、液固比5、搅拌转速450 r/min、浸出时间2 h的条件下,可实现锌浸渣减量40%左右,渣中锌含量可降到8%左右,铜含量可降到0.4%以下,铜含量可降低至100 g/t以下。与一段常压酸浸类似,一段加压酸浸液的终酸较高,不利于后续溶液处理,且渣中有价金属回收率有待进一步提高,同样需要进行二段浸出。

2.2.2 锌浸渣两段加压酸浸

在液固比5、搅拌转速450 r/min、反应时间2 h条件下,两段常压酸浸结果如表4所示。由表4可知,锌浸渣经过两段加压酸浸后,总渣率约60%,渣减量40%以上,锌、铜的浸出达到95%左右,渣中锌含量可降至2%以下,铜含量可降至0.07%以下,且一段浸出液酸度降低至30 g/L以下,有利于后续处理,但两段加压酸浸后,铜的浸出率也仅是70%左右,明显低于常压酸浸的铜浸出率,主要是由于铁以铁钒渣的形式沉淀入渣,从而增加了渣量和渣中铜含量。

表4 两段加压酸浸试验结果

Table 4 Experimental results of two-stage pressurized acid leaching

编号	温度/℃	始酸/(g·L ⁻¹)	终酸/(g·L ⁻¹)	渣率	两段加压浸出渣/%				两段加压浸出率/%				
					Zn	Fe	Cu	In*	Zn	Fe	Cu	In	
3#一段	120	80	29.18										
3#二段	150	170	94.08	56.60	2.03	19.19	0.050	133.5	93.45	50.90	96.23	70.87	
4#一段	120	70	29.12										
4#二段	150	170	93.59	58.50	1.64	20.91	0.063	116.4	94.52	44.60	95.09	73.70	

两段加压酸浸渣XRD谱如图5所示。由图5可知,经120℃和150℃两段加压浸出,渣主要成分为PbFe(SO₄)₄(OH)₁₂和PbSO₄,说明锌浸渣经过两段加压浸出后,铁酸锌完全分解,锌和铜的浸出率明显提高,铅得以富集。但由于铁沉淀入渣,致使渣中铅、银富集比低于两段常压酸浸渣,更适合于铅锌联合企业返回铅熔炼炉。

2.3 工艺对比分析

2.3.1 渣减量化效果

在一段常压酸性浸出和两段常压酸性浸出条件下,浸出过程的渣率小于35%,可实现锌浸渣减量65%以上,有利于渣中铅、银的富集,可单独销售;而在一段加压酸性浸出和两段加压酸性浸出条件下,浸出过程的渣率为60%左右,可实现锌浸渣减量

40%左右,加压浸出由于铁沉淀入渣,致使渣中铅、银富集比低,更适合于铅锌联合企业返回铅熔炼炉。采用常压酸浸处理渣率更低,渣量显著减少,火法渣处理的工作负荷减少,能耗降低,但常压酸浸液中铁含量高(如表 5 所示),后续沉铁负担较重;加压酸浸,可同步实现铁的沉淀,有利于后续溶液处理。

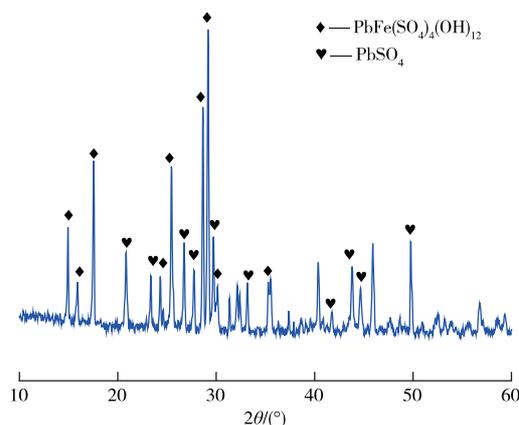


图 5 加压浸出渣的 XRD 谱

Fig. 5 XRD pattern of pressure leaching residue

表 5 浸出液中铁含量对比

Table 5 Comparison of iron content

编号	in leaching solution		/(g · L ⁻¹)
	TFe	Fe ²⁺	
一段常压	17.60	0.05	17.55
二段常压	25.70	0.05	25.65
一段加压	2.27	0.12	2.15
二段加压	7.05	0.20	6.85

2.3.2 有价金属浸出率

锌浸渣经过两段常压酸浸后,渣中有价金属锌、铜和钢的浸出率可达 91%以上,终渣锌含量降至 3%左右,铜含量 0.16%左右。两段加压酸浸可将锌和铜的浸出提高至 95%左右,渣中锌含量可降至 2%以下,铜含量可降至 0.063%以下,但钢的浸出率仅 70%左右。锌浸渣的常压酸浸和加压酸浸均能有效溶解铁酸锌,常压酸浸后渣中仍有铁酸锌,分解不完全;加压酸浸由于温度更高而使铁酸锌完全分解,渣中锌和铜浸出更彻底,但加压条件下铁会发生沉淀,导致钢浸出率低。

3 结论

1)在常压酸浸条件下,常规湿法炼锌工艺锌浸渣渣量可减少 65%以上,渣中锌含量可降至 3%左右,锌、铜和钢的浸出率均在 91%以上;在加压酸浸条件下,渣量可减少 40%以上,渣中锌含量可降至

2%以下,锌和铜的浸出率达到 95%左右,但加压条件下铁会发生沉淀,导致钢浸出率仅为 70%左右,相对较低。

2)常压酸浸过程锌浸渣中的铁绝大部分浸出,有利于钢的浸出;加压酸浸过程锌浸渣中的铁大量以铅铁矾的形式留在渣中,阻碍了钢的浸出。常压浸出液中铁含量较高,达到 25 g/L 以上;加压浸出液中铁含量较低,小于 2 g/L,有利于后续浸出液的中铜、钢的回收。

3)常压浸出渣量少,有利于渣中铅、银的富集,可单独销售;加压浸出由于铁沉淀入渣,致使渣中铅、银富集比低,更适合于铅锌联合企业返回铅熔炼炉。

参考文献

[1] 邓志敢,樊光,魏昶,等. SO₂-H₂SO₄体系中锌浸渣还原浸出锌和钢[J]. 有色金属(冶炼部分),2020(5):1-9.
DENG Z G, FAN G, WEI C, et al. Reduction leaching of Zn and In from zinc leaching residue in SO₂-H₂SO₄ system[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2020(5):1-9.

[2] 魏昶,王吉坤. 湿法冶金理论与应用[M]. 昆明:云南科学技术出版社,2003:184-222.
WEI C, WANG J K. Theory and application of zinc hydrometallurgy[M]. Kunming: Yunnan Science and Technology Press,2003:252-267.

[3] 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 H L. Study on the behavior of zinc ferrite in conventional hydrometallurgical zinc production process[J]. Hunan Nonferrous Metals, 2004, 20(5): 20-22.

[4] GRAYDON J W, KIRK D W. The mechanism of ferrite formation from iron sulfides during zinc roasting[J]. Metallurgical Transactions B,1988,19(5):777-785.

[5] ELGERSMA F, KAMST G F, WITKAMP G J, et al. Acidic dissolution of zinc ferrite[J]. Hydrometallurgy, 1992,29(29):173-189.

[6] 李强,刘三平,张学东,等. 锌浸出渣挥发锌铅钢试验研究[J]. 有色金属(冶炼部分),2020(12):27-30.
LI Q, LIU S P, ZHANG X D. Study on volatilization of zinc, lead and indium from zinc leaching residue[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2020(12): 27-30.

[7] 朱北平,邓志敢,张帆,等. 热酸浸出富钢锌浸渣提取钢的研究[J]. 矿冶,2016,25(3):45-49.
ZHU B P, DENG Z G, ZHANG F, et al. Recovery zinc

- and indium from indium-bearing zinc residue by hot-acid leaching[J]. *Mining and Metallurgy*, 2016, 25(3): 45-49.
- [8] 黄孟阳, 邓志敢, 朱北平, 等. 湿法冶金工艺赤铁矿法除铁技术原理与应用[J]. *有色金属(冶炼部分)*, 2019(6): 1-6.
HUANG M Y, DENG Z G, ZHU B P, et al. Theory and application of iron removal with hematite precipitation in hydrometallurgy[J]. *Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy)*, 2019(6): 1-6.
- [9] 王振银, 高文成, 温建康, 等. 锌浸出渣有价金属回收及全质化利用研究进展[J]. *工程科学学报*, 2020, 42(11): 1400-1410.
WANG Z Y, GAO W C, WEN J K, et al. Research progress in the recovery of valuable metals from zinc leaching residue and its total material utilization[J]. *Chinese Journal of Engineering*, 2020, 42(11): 1400-1410.
- [10] ZHANG F, WEI C, DENG Z G, et al. Reductive leaching of zinc and indium from industrial zinc ferrite particulates in sulphuric acid media[J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2016, 26(9): 2495-2501.
- [11] 郑宇, 邓志敢, 樊刚, 等. 二氧化硫还原分解铁酸锌及锌浸渣工艺[J]. *中国有色金属学报*, 2019, 29(1): 170-178.
ZHENG Y, DENG Z G, FAN G, et al. Reductive decomposition of zinc ferrite and zinc residues by sulfur dioxide[J]. *The Chinese Journal of Nonferrous Metals*, 2019, 29(1): 170-178.
- [12] ELGERSMA F, WITKAMP G J, VAN ROSMALEN G M. Kinetics and mechanism of dissolution of zinc ferrite in H_2O and D_2O [J]. *Hydrometallurgy*, 1993, 33(1/2): 165-176.
- [13] 张燕娟, 黎铨海, 潘柳萍, 等. 机械活化对铜铁酸锌溶解动力学及物化性质的影响[J]. *中国有色金属学报*, 2012, 22(1): 315-323.
ZHANG Y J, LI X H, PAN L P, et al. Influence of mechanical activation on dissolution kinetics and physicochemical properties of indium-bearing zinc ferrite[J]. *The Chinese Journal of Nonferrous Metals*, 2012, 22(1): 315-323.
- [14] 张纯, 闵小波, 张建强, 等. 锌冶炼中浸渣锌还原浸出机制与动力学[J]. *中国有色金属学报*, 2016, 26(1): 197-203.
ZHANG C, MIN X B, ZHANG J Q, et al. Mechanisms and kinetics on reductive leaching of zinc from zinc neutral leaching residue[J]. *The Chinese Journal of Nonferrous Metals*, 2016, 26(1): 197-203.
- [15] 张帆, 魏昶, 邓志敢, 等. 锌中浸渣-硫化锌精矿协同浸出锌和铜[J]. *有色金属工程*, 2016, 6(3): 40-44.
ZHANG F, WEI C, DENG Z G, et al. Simultaneous leaching of zinc and indium from zinc neutral-leaching residue and zinc concentrate[J]. *Nonferrous Metals Engineering*, 2016, 6(3): 40-44.
- [16] 陈先友, 邓志敢, 魏昶, 等. 锌焙砂中性浸出渣还原酸浸试验研究[J]. *矿冶*, 2015, 24(2): 55-59.
CHEN X Y, DENG Z G, WEI C, et al. A study on reductive acid leaching of zinc calcine neutral leaching residue[J]. *Mining and Metallurgy*, 2015, 24(2): 55-59.
- [17] 黄孟阳, 邓志敢, 朱北平, 等. 湿法炼锌浸出渣与锌精矿联合浸出工艺研究[J]. *有色金属(冶炼部分)*, 2019(7): 1-5.
HUANG M Y, DENG Z G, ZHU B P, et al. Simultaneously acid leaching of zinc concentrate and zinc neutral leaching residue[J]. *Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy)*, 2019(7): 1-5.
- [18] 凡杰, 谢刚, 田林, 等. 闪锌矿加压酸浸工艺及动力学试验研究[J]. *湿法冶金*, 2020, 39(6): 483-489.
FAN J, XIE G, TIAN L, et al. Leaching and kinetic analysis of sphalerite using sulfuric acid by oxygen pressure[J]. *Hydrometallurgy of China*, 2020, 39(6): 483-489.