

doi:10.3969/j.issn.1007-7545.2020.09.003

锌氧压渣中铁复相强化溶出规律及浸出动力学

高文成^{1,2}, 王振银^{1,2}, 温建康^{1,2}, 蔡镠璐^{1,2}

(1. 有研资源环境技术研究院(北京)有限公司, 北京 101407

2. 有研工程技术研究院有限公司 生物冶金国家工程实验室, 北京 101407)

摘要:在锌冶炼的氧压浸出工艺中,由于铁复杂相的存在,使得铁浸出率不高,导致锌氧压浸出渣中仍存在一定量铁资源未能有效回收。以广东某冶炼厂锌氧压渣为研究对象,首先进行详细的工艺矿物学研究,然后采用硫酸化焙烧-溶液浸出的方法对锌氧压渣中的铁复相进行强化分解及高效溶出。得到了较优的试验条件为:焙烧温度 300℃、酸渣质量比 0.4、焙烧时间 2.0 h、浸出时间 1.0 h、浸出温度 80℃,液固比 L/S=5/1,此时铁浸出率为 83.31%,锌浸出率达到 97.06%。最后,对铁复相的溶液浸出动力学进行了研究,得到了浸出反应的表现活化能为 23.18 kJ/mol,并建立了半经验动力学方程。

关键词:锌氧压渣;铁复相;有价金属回收;硫酸化焙烧;动力学

中图分类号:TF813

文献标志码:A

文章编号:1007-7545(2020)09-0012-07

Enhanced Leaching of Complex Phase of Iron from Residue of Zinc Pressure Leaching and Its Dissolution Kinetics

GAO Wen-cheng^{1,2}, WANG Zhen-yin^{1,2}, WEN Jian-kang^{1,2}, CAI Liu-lu^{1,2}

(1. GRINM Resources and Environment Tech. Co., Ltd., Beijing 101407, China

2. National Engineering Laboratory of Biohydrometallurgy, GRIMAT Engineering Institute Co., Ltd., Beijing 101407, China)

Abstract: Leaching rate of iron is in a low level due to existence of complex phase of iron during zinc pressure leaching. There are still some amount of iron in residue of zinc pressure leaching. Taking the residue from Guangdong province as research object, mineral liberation analysis is carried out at first. Then, sulfuric roasting combined with solution leaching was proposed to enhance decomposition and dissolution of complex phase of iron. Leaching rate of Fe and Zn is 83.31% and 97.06% respectively under the optimum conditions including temperature of 300℃, mass ratio of H₂SO₄ to residue of 0.4, roasting time of 2.0 h, leaching time of 1.0 h, and leaching temperature of 80℃, and L/S=5/1. Finally, leaching kinetics of roasting residue is successfully modeled by chemical reaction model with apparent activity energy of 23.18 kJ/mol, and semiempirical kinetics equation is obtained.

Key words: zinc pressure-leaching residue; complex phase of iron; recovery of valuable metal; sulfuric roasting; kinetics

锌是一种很重要的战略资源^[1]。传统锌的冶炼方法有火法和湿法工艺。随着技术的不断发展和革

新,20世纪70年代,氧压浸出技术开始用于锌精矿的处理并展现出了良好的环境友好性。氧压浸出技

收稿日期:2020-05-15

基金项目:国家重点研发计划项目(2018YFC1900403)

作者简介:高文成(1984-),男,山东莱芜人,博士,高级工程师

术是在加压条件下,锌精矿在废电解液或者酸性溶液中与氧作用生成硫酸锌和单质硫。氧压酸浸联合电积工艺,摆脱了精矿焙烧工序,精矿中存在的硫转化为单质硫得以回收,实现了硫酸生产与锌生产的相互分离,经济和环保效益明显,正在被越来越多的锌冶炼企业所采用^[2]。

据统计,每生产 1 t 金属锌就会产出 0.96 t 渣^[1]。锌精矿氧压浸出过程中会产生大量的浸出渣,即锌氧压浸出渣,这些氧压浸出渣大部分没有得到有效处理而堆积存放,占用了大量的土地,并存在垮塌溃坝等安全隐患,而且氧压浸出渣中的有毒重金属会污染渣堆场周边的土壤和地下水,环境问题较为严重^[3]。锌氧压渣中含有一定量的锌、铅、银和铁等有色金属^[4-6],是一种具有较高综合利用价值的固废资源,如能充分回收这些有色金属,将会进一步缓解我国矿产资源紧张的状况。目前,锌浸出渣中有价金属回收的研究往往只侧重回收经济价值较高的锌、铅和银^[7-9],忽视了对铁的回收,造成了部分资源浪费,因此研究铁的回收具有十分重要的意义。

在锌精矿的氧压浸出过程中,由于铁复杂物相的存在使得铁浸出率不高,导致锌氧压渣中仍存在一定量的铁资源未能有效回收。铁在锌氧压浸出渣中的存在形式多为铁矾、硫化铁和硅酸铁等复杂物相,这些铁的复杂物相性质较为稳定并且互相嵌布包裹,给铁的回收带来了较大困难,不易通过常规浮选或化学浸出等方法将其分离回收,往往需要两步或多步方法联合,如氧化焙烧-酸浸法^[10-11],或者外加高温高压等^[12]强化反应条件进行铁的浸出回收。此外,早期也有通过微生物浸出的方法来处理硫化铁矿物的报道^[13]。近年来学者们探索了一些新的回收复杂铁物相中铁的方法。ELOMAA 等^[14]研究了使用氯盐浸出硫化铁矿物,在温度 90 °C、Cu²⁺ 浓度 31.6 g/L、Cl⁻ 浓度 149.8 g/L 时,硫化铁矿物的溶解速率最高,为 2.9 μm/h。刘鹏飞等^[15]使用高温酸浸的方法回收黄铁矿中的铁,在反应温度 95 °C、盐酸浓度 2.8 mol/L、搅拌速率 400 r/min 和液固质量比 100:5 的条件下反应 1.5 h,铁的浸出率达到 83%。王长龙等^[16]针对硅酸铁含量高达 11.81%、硅酸铁占总铁 81.39% 的铁尾矿开发了一种煤基深度还原提铁新工艺,这种方法需要在 1 300 °C 下焙烧 3 h,焙烧过程使用无烟煤作为还原剂,CaO 为助熔剂,焙烧产物再进行磁选回收铁,铁回收率可达 72.21%。WANG 等^[17]在 SO₂ 还原气氛中将黄铁矾渣在 1 250 °C 焙烧 2 h,然后对焙烧产物进行细磨

和磁选,得到品位为 90.59% 的铁精矿,铁回收率为 50.87%。上述处理铁复杂物相的方法虽然取得了较大的成果,但还存在一些不足之处。如外加高温高压强化条件需要特殊的设备,操作方法繁琐,基建投资费用高;微生物浸出法存在浸矿菌种活性低和反应周期长的不足;高温氯盐浸出法对设备材质有较高要求,且产生的高盐废水后续处理困难、易造成二次污染;还原焙烧联合磁选的工艺虽然可获得品位较高的铁精矿,但仍存在铁的回收率偏低等问题。

本文以广东某冶炼厂产出的锌氧压渣为原料,针对铁、锌含量高,物相复杂和回收困难等问题^[18],在详细分析了渣中铁物相的基础上,提出采用硫酸化焙烧-溶液浸出的方法,着重对强化铁复杂物相解离溶出的影响因素和溶出动力学进行研究。同时,对其中的锌进行高效浸出,以期为提高锌氧压渣中铁、锌资源的高效回收提供理论基础。

1 试验材料及研究方法

1.1 样品表征及检测

试验样品来源于广东某冶炼厂锌氧压渣,主要成分的 XRF 检测结果(%):Fe₂O₃ 1.17、PbO 19.65、ZnO 3.14、SiO₂ 16.86、CaO 15.60、Al₂O₃ 3.69、SO₃ 34.98、SrO 1.80。主要元素化学分析结果(%):Zn 2.36、Fe 1.71、S 13.8。锌氧压渣的 XRD 谱见图 1。从图 1 可以看出,锌氧压渣中主要含硅酸盐类物质,如二氧化硅、铝硅酸盐等,还含有二水硫酸钙、硫酸铅等。

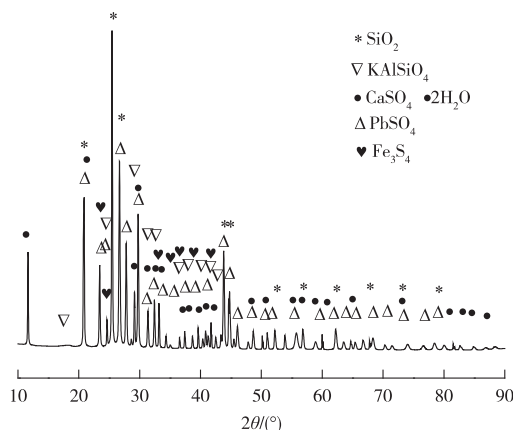


图 1 锌氧压渣的 XRD 谱

Fig. 1 XRD pattern of zinc pressure-leaching residue

锌氧压渣样品整体呈灰色,粉末状,粒度较细。

工艺矿物学研究表明,该样品主要为含 Fe、Mn、Ca 的硅酸盐和铝硅酸盐,主要有以下几种结合形态: CaFeMnAlSiO 、 CaMnFeAlSiO 、 CaFeMnSiO 、 CaFeZnSiAlO 、 CaMnSiO ; S 元素部分为方铅矿,部分为硫酸盐(硫酸铅、硫酸钙); Si 元素主要为硅酸盐和铝硅酸盐,极少部分为石英。

样品中含铁物质主要有铁的氧化物(褐铁矿、钛铁矿)、铁的硫化物(黄铁矿、黄铜矿)和含铁硅酸盐,微量的 Fe 赋存于硫酸铁、菱铁矿、磁铁矿。物相分析结果(%): 硫酸铁 4.09、磁性铁微量、菱铁矿 0.88、赤铁矿 54.56、黄铁矿 10.12、硅酸铁 30.35。氧化铁主要以赤铁矿、褐铁矿(针铁矿)形式存在,其次为微量的钛铁矿和磁铁矿;硫化铁主要以黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿等含铁硫化物形式存在;其中硅酸铁的存在形式比较复杂,样品中铁的硅酸盐主要为含 Fe、Mn、Ca 的硅酸盐和铝硅酸盐,另有少量的氧化锌铁铝等物质。

锌氧压渣中含锌物质主要有氧化锌、碳酸锌、硅酸锰含锌、铜锌化合物和残留的闪锌矿。含铅物质主要为方铅矿,另外含有少量碳酸铅、铅矾和氧化铅等。锌氧压渣中硫主要以硫化物形式存在,其次为少量硫酸盐和极少量的单质硫存在。硫化物主要有方铅矿,其次含有少量的闪锌矿、黄铁矿、黄铜矿、毒砂等。

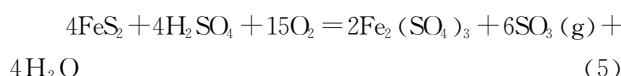
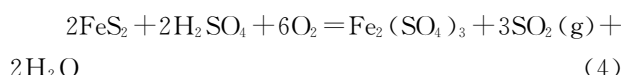
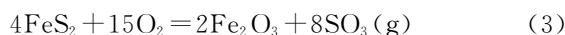
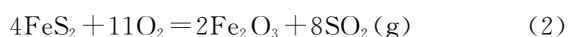
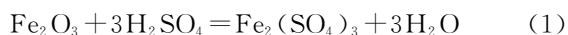
1.2 试验方法

试验采取硫酸化焙烧-溶液浸出的方式,对锌氧压渣中的铁复相进行强化分解浸出。首先将样品与浓硫酸混合均匀,放入马弗炉中进行焙烧,焙烧产物再用水浸出,探究酸渣质量比、焙烧时间、焙烧温度、浸出时间以及浸出温度对浸出率的影响。浸出过程中每隔一段时间取样过滤,使用 ICP-OES 检测滤液中的 Fe 和 Zn 的浓度,并计算出浸出率。通过浸出试验所得数据,采用缩核模型建立浸出反应动力学模型,进一步明确各条件因素对浸出反应的影响程度,并进行浸出的机理分析。

2 结果与讨论

2.1 热力学理论计算

根据工艺矿物学中铁的物相分析,采用 HSC 6.0 软件对硫酸化焙烧过程中所涉及的可能的反应进行热力学计算。硫酸化焙烧过程中可能涉及的反应方程式为:



对式 1~6 在 200~400 °C 下进行热力学吉布斯自由能 ΔG 计算,计算结果表明,反应 1~6 的 ΔG 均为负值,表明各反应均能顺利进行。说明采用硫酸化焙烧的方式可以对锌氧压渣中铁复相进行强化分解,为后续的溶液浸出提供了理论支撑。

2.2 硫酸化焙烧-溶液浸出试验研究

采用硫酸化焙烧-溶液浸出的方法对锌氧压中铁进行强化浸出,考查了酸渣质量比(0.3~0.7)、焙烧时间(1~4 h)、焙烧温度(200~400 °C)、水浸时间(0.5~2.0 h)、水浸温度(25~80 °C)等因素对铁复相及锌浸出率的影响。

2.2.1 酸渣质量比的影响

试验条件:焙烧温度 300 °C、焙烧时间 2 h、搅拌浸出时间 1 h、浸出温度 25 °C、液固比 5:1(mL/g)、转速 300 r/min。结果如图 2 所示。从图 2 可以看出,随着酸渣质量比的增大,铁和锌的浸出率也随之增大。在酸渣质量比为 0.4 时,铁浸出率就能达到 81.11%,锌浸出率达到 95.99%。因此选定酸渣质量比为 0.4 进行后续试验。

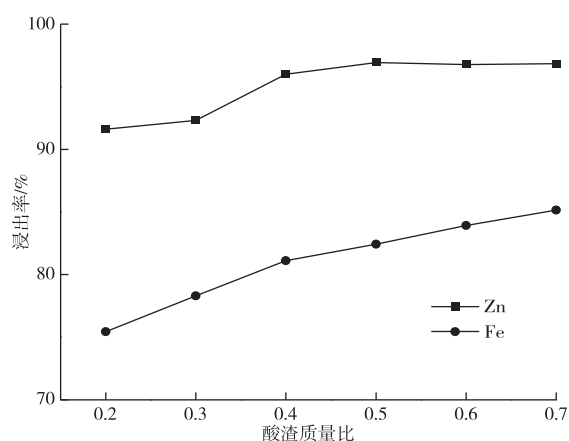


图 2 酸渣质量比对铁和锌浸出率的影响

Fig. 2 Effects of mass ratio of acid to slag on leaching rate of iron and zinc

2.2.2 焙烧时间的影响

试验条件:酸渣质量比 0.4、焙烧温度 300 °C、搅拌浸出时间 1 h、浸出温度 25 °C、液固比 5:1,转速 300 r/min。从图 3 可以看出,随着焙烧时间的延

长,铁和锌的浸出率随之增大。在焙烧时间为 2.0 h 时,铁浸出率达到 81.11%,锌浸出率达到 95.99%,延长焙烧时间至 4.0 h 时,铁和锌的浸出率分别缓慢增大到 84.59% 和 96.90%。因此选定焙烧时间为 2.0 h。

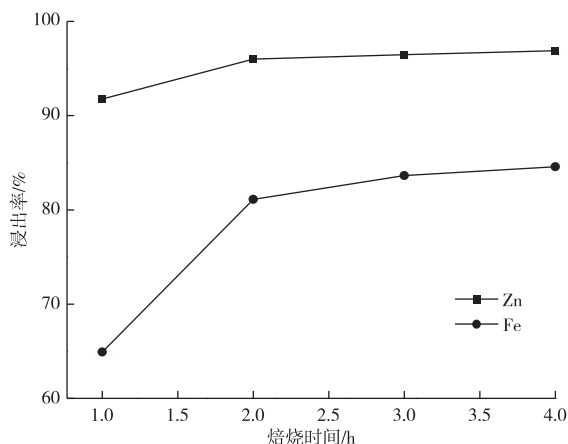


图3 焙烧时间对铁和锌浸出率的影响

Fig. 3 Effects of roasting time on leaching rate of iron and zinc

2.2.3 焙烧温度的影响

试验条件:酸渣质量比 0.4、焙烧时间 2.0 h、搅拌浸出时间 1.0 h、浸出温度 25 ℃、液固比 5:1、转速 300 r/min。如图 4 所示,随着焙烧温度升高至 300 ℃,铁和锌的浸出率随之增大,待超过 300 ℃后,铁和锌的浸出率略微下降。因此选定焙烧温度为 300 ℃。

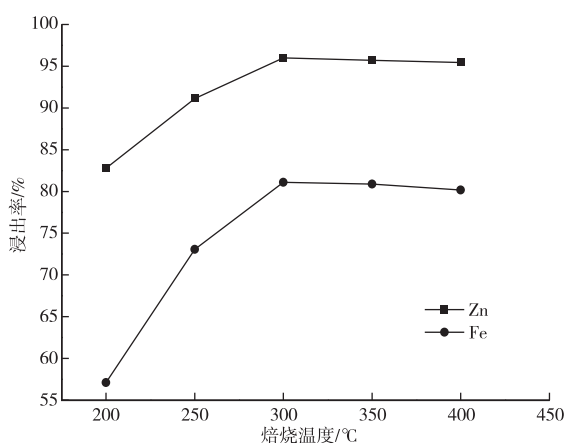


图4 焙烧温度对铁和锌浸出率的影响

Fig. 4 Effects of roasting temperature on leaching rate of iron and zinc

2.2.4 浸出时间的影响

试验条件:酸渣质量比 0.4、焙烧温度 300 ℃、

焙烧时间 2.0 h、搅拌浸出温度 25 ℃、液固比 5:1、转速 300 r/min。结果如图 5 所示。从图 5 可以看出,随着搅拌浸出时间从 0.5 h 增大至 2.0 h,铁和锌的浸出率平缓增加。在浸出时间为 1.0 h 时,铁的浸出率超过 80%。因此选定浸出时间为 1.0 h。

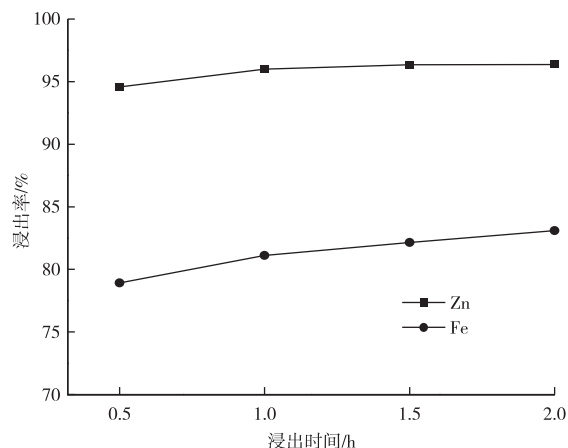


图5 浸出时间对铁和锌浸出率的影响

Fig. 5 Effects of leaching time on leaching rate of iron and zinc

2.2.5 浸出温度的影响

试验条件:酸渣质量比 0.4、焙烧温度 300 ℃、焙烧时间 2.0 h、搅拌浸出时间 1.0 h、液固比 5:1、转速 300 r/min。从图 6 可以看出,随着搅拌浸出温度从 25 ℃增大至 80 ℃,铁和锌的浸出率均缓慢增加。在浸出温度为 80 ℃时,铁的浸出率达到 83.31%,此时锌的浸出率为 97.06%。

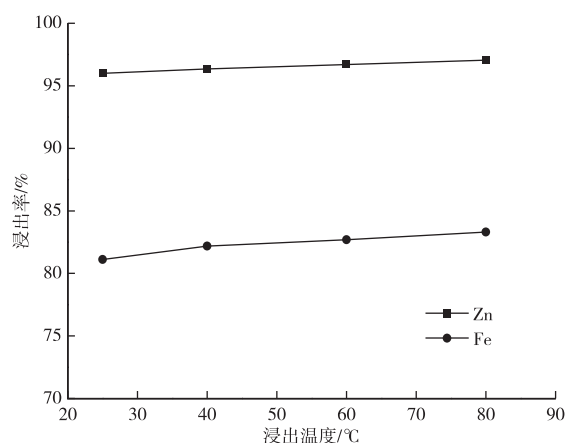


图6 浸出温度对铁和锌浸出率的影响

Fig. 6 Effects of leaching temperature on leaching rate of iron and zinc

经过各影响因素考查后,得到了较优的试验条件为:酸渣质量比 0.4、焙烧温度 300 ℃、焙烧时间

2.0 h、搅拌浸出时间 1.0 h、浸出温度 80 °C、液固比 5 : 1, 转速 300 r/min, 此时铁的浸出率为 83.31%, 锌的浸出率达到 97.06%。

2.3 硫酸化焙烧-溶液浸出过程铁复相强化浸出动力学

2.3.1 模型选择

一般来说, 湿法冶金浸出过程为固液多相反应, 浸出过程有吸附、扩散和化学反应等阶段^[19]。为建立锌氧压渣中铁复相强化浸出动力学方程, 试验数据处理采用未反应的缩核模型。根据缩核反应模型, 反应速率方程可以写成液膜控制、内扩散控制或化学反应控制(式 7~9)。

液膜控制:

$$x = kt \quad (7)$$

内扩散控制:

$$1 - 3(1-x)^{2/3} + 2(1-x) = kt \quad (8)$$

化学反应控制:

$$1 - (1-x)^{1/3} = kt \quad (9)$$

其中, k 为反应速率常数, t 是反应时间, x 为铁浸出率。

锌氧压渣中铁复相强化浸出动力学试验在以下条件下进行: 酸渣质量比 0.4、焙烧温度 300 °C、焙烧时间 2.0 h, 得到的焙砂在硫酸溶液中进行浸出, 浸出温度 30~70 °C, 液固比 (5~10) : 1, 浸出初始 pH=0.5~1.0, 搅拌浸出 250~350 r/min。试验得到的数据分别按照式 7~9 进行拟合, 结果表明, 试验结果与方程式(9)拟合得很好(表 1 和图 7), 表明该溶液浸出动力学为化学反应控制。

表 1 铁复相强化浸出动力学参数及拟合系数

Table 1 Kinetics parameters and fitting coefficient of leaching of complex iron phase

温度/°C	k/min^{-1}	$\ln k$	R^2
30	0.015 998	-4.135 3	0.981 2
50	0.030 582	-3.487 3	0.983 3
70	0.046 583	-3.066 5	0.984 9

铁复相强化溶液浸出反应的表观活化能可以根据阿累尼乌斯方程(式 10)计算得到。

$$k = k_0 \exp\left(\frac{-E}{RT}\right) \quad (10)$$

通过拟合(图 8)计算可知, 表观活化能 $E = 23.18 \text{ kJ/mol}$, 该活化能较小, 说明浸出反应过程中控制步骤是化学反应控制步骤。指前因子 $k_0 = 161.90$ 。这样铁复相强化溶液浸出动力学可写成:

$$1 - (1-x)^{1/3} = 161.90 \exp\left(\frac{-23180}{RT}\right)t \quad (11)$$

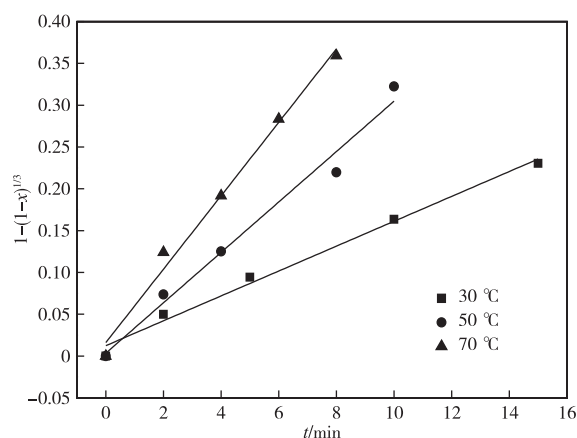


图 7 不同浸出温度下 $[1 - (1-x)^{1/3}] \sim t$ 曲线
Fig. 7 Variation of $[1 - (1-x)^{1/3}]$ vs. t under different leaching temperature

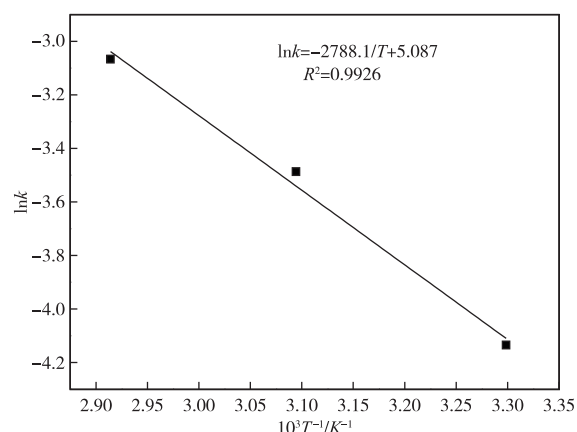


图 8 $\ln k \sim 1000/T$ 拟合曲线

Fig. 8 Fitted curve of $\ln k - 1000/T$

为了进一步揭示各影响因素对反应速率常数的影响, 采用半经验动力学方程(式 12)用于关联拟合铁复相强化浸出过程中的试验数据。

$$k = k_0 V^a (L/S)^b (\text{pH})^c \exp(-E/RT) \quad (12)$$

式中, V 为搅拌浸出过程中的转速, L/S 为液固比, pH 为搅拌浸出反应时溶液的初始 pH, a 、 b 和 c 为各影响因素的指数。

将式(12)与式(9)组合, 可得:

$$1 - (1-x)^{1/3} = k_0 V^a (L/S)^b (\text{pH})^c \exp(-E/RT)t \quad (13)$$

2.3.2 模型建立

对浸出数据中的不同转速、液固比、初始 pH 以及对应铁的浸出率进行拟合回归计算, 结果如表 2 所示。

表 2 铁复相强化浸出动力学参数及拟合系数
Table 2 Kinetics parameters and fitting coefficient
of leaching of complex iron phase

浸出条件与参数	k/min^{-1}	$\ln k$	R^2
转速	250	0.044 508	-3.112 1
	300	0.046 583	-3.066 5
	350	0.047 488	-3.047 3
液固比	5 : 1	0.046 583	-3.066 5
	8 : 1	0.047 624	-3.044 4
	10 : 1	0.048 695	-3.022 2
初始 pH	0.5	0.047 750	-3.041 8
	0.7	0.047 246	-3.052 4
	1.0	0.046 583	-3.066 5

根据以上拟合结果,即可得到铁复相强化浸出半经验动力学方程:

$$1 - (1 - x)^{1/3} = 161.90V^{0.19} (L/S)^{0.06} (pH)^{-0.04} \exp(-23\ 180/RT)t \quad (14)$$

从式 14 可以看出,搅拌浸出转速、液固比、初始 pH 的指数分别为 0.19、0.06 和 -0.04,说明转速和液固比对铁复相的强化浸出为正相关关系,初始 pH 对铁的强化浸出为负相关关系,也就是在所考查范围内增大转速和液固比、或降低浸出反应的初始 pH 能产生较高的铁的浸出率。

3 结论

1) 锌氧压渣中铁的含量为 1.71%,铁复杂物相赋存状态主要为赤铁矿、硅酸铁和黄铁矿,还有少量铁赋存于硫酸铁、菱铁矿和磁铁矿中,其中赤铁矿物相占 54.56%,硅酸铁物相占 30.35%,黄铁矿占 10.12%。

2) 对硫酸化焙烧一溶液浸出的方法强化溶出铁复相的过程进行了热力学分析,所涉反应在 200~400 ℃下的吉布斯自由能 ΔG 均 ≤ 0 ,确定了合理的热力学反应优势区。

3) 采用硫酸化焙烧一溶液浸出的方法,对锌氧压渣中铁复杂物相进行了强化溶出的试验研究,较优试验条件为:酸渣质量比 0.4、焙烧时间 2.0 h、焙烧温度 300 ℃、浸出时间 1.0 h、液固比 5 : 1、浸出温度 80 ℃、搅拌转速 300 r/min,铁的浸出率为 83.31%,锌的浸出率达到 97.06%。

4) 研究了硫酸化一溶液浸出过程中铁复相强化浸出动力学,其溶液浸出反应的表现活化能为 23.18 kJ/mol,并建立了半经验动力学模型为:

$$1 - (1 - x)^{1/3} = 161.90V^{0.19} (L/S)^{0.06} (pH)^{-0.04} \exp(-23\ 180/RT)t$$

参考文献

[1] 李洪伟,安俊菁,袁红欣,等. 历史遗留铅锌冶炼废渣的综合利用技术研究[J]. 环境工程,2016,34(增刊 1): 661-665.
LI H W, AN J J, YUAN H X, et al. Study on comprehensive utilization of historical left lead and zinc smelting slag [J]. Environmental Engineering, 2016, 34(S1):661-665.

[2] 王亚. 锌冶炼上加压湿法冶金技术的运用[J]. 冶金与材料,2018,38(4):91-92.
WANG Y. Application of pressure hydrometallurgical technology in zinc smelting [J]. Metallurgy and Materials,2018,38(4):91-92.

[3] 杜志会,朱光旭,周开群,等. 黔西北某炼锌渣堆场周边土壤及农产品重金属污染研究[J]. 绿色科技,2016(20): 61-64.
DU Z H, ZHU G X, ZHOU K Q, et al. Heavy metal pollution of soils and crops in one zinc smelting slag field in northwestern Guizhou province[J]. Journal of Green Science and Technology,2016(20):61-64.

[4] 闵小波,张建强,张纯,等. 锌冶炼中浸渣锌还原浸出行为研究[J]. 有色金属科学与工程,2015,6(5):1-6.
MIN X B, ZHANG J Q, ZHANG C, et al. Reductive leaching behavior of zinc from neutral leaching residue in zinc smelting [J]. Nonferrous Metals Science and Engineering,2015,6(5):1-6.

[5] 陆智,程秦豫,潘莲辉,等. 从锌冶炼酸浸渣中回收银[J]. 有色金属(选矿部分),2015(4):51-53.
LU Z, CHENG Q Y, PAN L H, et al. Silver recovery from hydrometallurgical zinc residue [J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section),2015(4):51-53.

[6] 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.

[7] 贾宝亮,孙伟. 黄钾铁矾渣回收银的试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2013(6):31-34.
JIA B L, SUN W. Experimental research on recovery of silver from jarosite slag [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2013(6):31-34.

[8] LI J, MA H Z. Zinc and lead recovery from jarosite residues produced in zinc hydrometallurgy by vacuum reduction and distillation[J]. De Gruyter,2018,7(6): 552-557.

[9] TANG L, TANG C B, XIAO J, et al. A cleaner process

- for valuable metals recovery from hydrometallurgical zinc residue[J]. *Journal of Cleaner Production*, 2018, 201:764-773.
- [10] 高丽霞,戴子林,张魁芳,等. 黄铵铁矾渣的焙烧酸浸行为研究[J]. *有色金属(冶炼部分)*, 2016(10):9-11,57.
GAO L X, DAI Z L, ZHANG K F. Study on roasting and acid leaching of ammonium jarosite residue[J]. *Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy)*, 2016(10):9-11,57.
- [11] LA B S, LINGE H, WALKER G. Review of gold extraction from ores[J]. *Mineral Engineering*, 1994, 7(10):1213-1241.
- [12] LONG H, DIXON D G. Pressure oxidation of pyrite in sulfuric acid media: A kinetic study[J]. *Hydrometallurgy*, 2004, 73:335-349.
- [13] 何威,赵开乐. 微生物浸出磁黄铁矿的试验研究[J]. *有色金属(选矿部分)*, 2019(3):23-27.
HE W, ZHAO K L. Experimental investigation on the bacterial leaching of pyrrhotite[J]. *Nonferrous Metals (Mineral Processing Section)*, 2019(3):23-27.
- [14] ELOMAA H, RINTALA L, AROMAA J, et al. Open circuit potential and leaching rate of pyrite in cupric chloride solution[J]. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 2018, 57(4):1-6.
- [15] 刘鹏飞,张亦飞,游韶玮,等. 热酸浸出回收黄钾铁矾渣中有价元素[J]. *过程工程学报*, 2016, 16(4):584-589.
LIU P F, ZHANG Y F, YOU S W, et al. Recovery of valuable elements in jarosite residue by hot acid leaching[J]. *Chinese Journal of Process Engineering*, 2016, 16(4):584-589.
- [16] 王长龙,王爽,乔春雨,等. 煤种对高硅酸铁尾矿深度还原回收铁的影响[J]. *材料热处理学报*, 2014, 35(9):16-22.
WANG C L, WANG S, QIAO C Y, et al. Effects of coal types on iron recovery from iron ore tailings with high iron silicate by deep reduction process [J]. *Transactions of Materials and Heat Treatment*, 2014, 35(9):16-22.
- [17] WANG Y Y, YANG H F, ZHANG W H, et al. Study on recovery of lead, zinc, iron from jarosite residues and simultaneous sulfur fixation by direct reduction[J]. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 2018, 54(2):517-526.
- [18] 郭晓娜,张亚莉,于先进,等. 从锌浸出渣中湿法回收锌[J]. *湿法冶金*, 2012, 31(1):33-36.
GUO X N, ZHANG Y L, YU X J, et al. Recovery zinc from zinc leaching residues by hydrometallurgical process[J]. *Hydrometallurgy of China*, 2012, 31(1):33-36.
- [19] 杨金林,肖汉新,罗美秀,等. 锌的冶炼方法概述[J]. *金属材料与冶金工程*, 2016, 44(3):41
YANG J L, XIAO H X, LUO M X, et al. Overview of zinc smelting method[J]. *Metal Materials and Metallurgy Engineering*, 2016, 44(3):41-45.