

越南安沛铁矿伴生稀土资源开发利用

张亮玖^{1,2}, 潘务霞¹, 周慧荣¹, 郭怀兵²

(1. 广西国盛稀土新材料有限公司, 广西 崇左 532200; 2. 中铝广西有色稀土开发有限公司, 广西 南宁 530024)

摘要: 这是一篇冶金工程领域的论文。针对越南安沛地区某铁矿尾矿磁选后得到的含稀土富集物无法直接利用问题, 采用硫酸焙烧工艺、萃取富集转型技术对其进行实验开发, 考查硫酸焙烧、水浸、除杂、转型等过程的工艺参数对实验效果的影响, 确定较佳工艺技术条件。实验表明, 采用酸矿比(体积:质量)=0.7, 焙烧温度 250 ℃, 焙烧时间 2 h, 浸出水:矿=4 进行焙烧和水浸, 以除杂剂浓度 0.1 g/mL, 除杂终点 pH 值=4.2 进行除杂, 以 O:A=1.5~2 进行 5 级逆流萃取, O:A=10:1 进行 5 级逆流反萃, 整体收率可达 90.1%~92.88%, 稀土浓度在 1.5 mol/L 左右, 杂质铁、铝含量均低于 100 mg/L, 满足工业化应用的需求, 实现对越南安沛铁矿伴生稀土资源开发利用。

关键词: 冶金工程; 越南安沛; 铁矿; 稀土; 伴生资源; 开发利用

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2023.05.008

中图分类号: TD981; TF845 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532(2023)05-0041-06

稀土有“工业维生素”的美誉, 是具有磁、光、电等多种特性的新型功能材料, 广泛应用于各类高新技术产业和国防尖端技术行业, 有着广阔的市场前景和极为重要的战略意义^[1-2]。由于稀土是不可再生资源, 全球各国均高度关注稀土二次资源回收利用和低品位稀土资源开发^[3]。在东南亚国家中, 越南是探明稀土藏量最大的国家, 主要集中在莱州、东保、老街及安沛等地^[4-6], 其中安沛地区某矿山稀土与铁矿石伴生, 采用与白云鄂博稀土精矿选矿相似工艺^[7], 矿石经选铁后, 稀土留在了尾矿中, 将尾矿用强磁磁选工艺进行再次选矿, 得到富含稀土的矿物(本文简称“安沛矿”), 稀土品位在 20% 左右。因其杂质铁、硅、镁、铝含量太高, 且矿石构成复杂, 采用常规的浓硫酸焙烧+沉淀法、碱分解法等^[8-9]无法实现有效的稀土提取利用, 为实现安沛矿中稀土资源开发利用, 本文采用硫酸焙烧工艺结合萃取富集转型技术, 开展对安沛矿的硫酸焙烧、水浸、除杂、转型等过程的工艺参数进行系统研究, 确

定较佳工艺技术条件, 考查该工艺处理安沛矿提取稀土的可行性。

1 实验内容

1.1 原料试剂和设备

1.1.1 主要原料和试剂

安沛矿(REO 约 20%), 98% 浓硫酸(GR), 轻质氧化镁(AR), 盐酸(GR), 磺化煤油(Tech), P507(Tech), 纯水(UP)

1.1.2 实验主要设备

马弗炉(KSL-1700X-A3), 电动搅拌器(JJ-1B), 循环水式真空泵(SHZ-DIII), pH 计(PB-260), 原子发射光谱仪(ULTIMA Expert Dual LT)

1.2 实验方法

将安沛矿与浓硫酸混合均匀, 通过焙烧将稀土转化为稀土硫酸盐, 并通过冷水浸出; 用轻质氧化镁调节浸出液 pH 值, 除去铁铝等杂质; 再采

收稿日期: 2022-06-20

基金项目: 广西创新驱动发展专项资金项目(桂科 AA19254022); 崇左市科技计划项目(崇科 FA2020017)

作者简介: 张亮玖(1988-), 男, 本科, 工程师, 研究方向为稀土冶炼。

通信作者: 郭怀兵(1987-), 男, 硕士, 工程师, 研究方向为稀土冶炼。

用 P_{507} —煤油萃取剂萃取，盐酸反萃得到氯化稀土溶液，供萃取分离使用。具体流程见图 1。

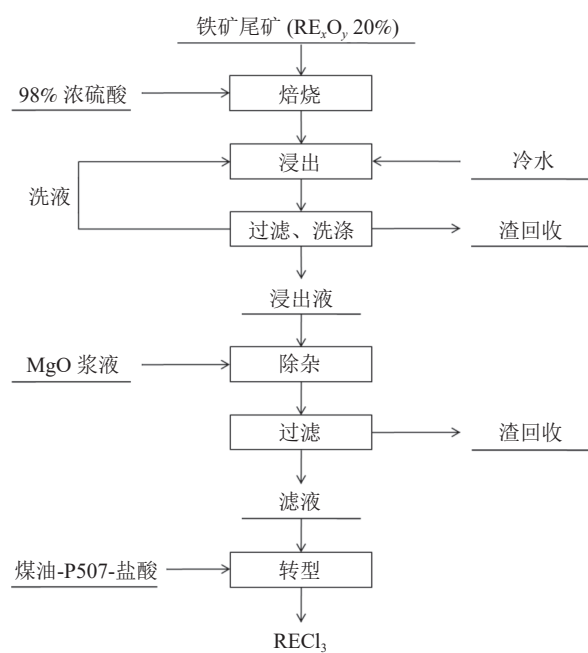


图 1 实验工艺流程

Fig.1 Test process flow chart

1.3 分析方法

稀土总量测定采用国家标准 GB/T 14635—2008 的测定方法，试样经氨水沉淀稀土，以分离钙、镁等，再以盐酸溶解稀土，在 pH 值=1.8~2 的条件下用草酸沉淀稀土，以分离铁等，于 950 °C 将草酸稀土灼烧成氧化物，计算稀土总量； Fe_2O_3 、 Al_2O_3 含量由 HORIBA 原子发射光谱仪测量，采用 GB/T12690.5—2003 方法。

2 结果与讨论

2.1 安沛矿成分分析

通过 XRD 对安沛矿的主要成分进行分析，其主要矿物为赤铁矿、褐铁矿、磷钇矿，次要矿物为独居石、石英、三水铝石、勃姆铝矿、一水硬铝石，少量矿物为高岭土、滑石、黄铁矿、方铅矿，稀土元素主要以磷钇矿、独居石形式存在。

通过半定量分析，其主要元素含量见表 1。由表 1 可以看出，矿中主要成分为铁、硅、稀土、铝和镁等元素，稀土品位（折 REO）23.4%。

表 1 安沛矿半定量分析检测结果/%

Table 1 Semi-quantitative analysis and detection results of Yen Bai mine

Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	K_2O	MgO	TiO_2	CaO	Y_2O_3	Nd_2O_3	La_2O_3	Gd_2O_3
45.5	19.4	5.3	0.1	3.1	1.1	0.7	11.4	4.3	1.8	1.6
Sm_2O_3	Dy_2O_3	Yb_2O_3	Er_2O_3	Pr_6O_{11}	MnO	ThO_2	Co_2O_3	BaO	SO_3	U_3O_8
1.3	1.2	0.7	0.6	0.5	0.5	0.2	0.2	0.2	0.1	0.07

2.2 浓硫酸焙烧冷水稀释浸出工艺

2.2.1 浓硫酸用量对浸出效果影响

浓硫酸通常作为分解稀土矿石的分解剂，能将稀土、铁、铝等转为可溶的硫酸盐，将磷酸根转为不溶于水的焦磷酸盐，将氟元素转为可挥发的氟化氢气体，达到矿石分解的目的^[8]。

浓硫酸用量多少直接影响分解过程稀土的收率，为探索较佳用量，实验研究了不同的酸矿比对安沛矿分解过程分解浸出率的影响，按照酸矿比（体积：质量）为 0.4、0.5、0.6、0.7、0.8、1 的比例加入浓硫酸。实验固定条件：焙烧温度 250 °C、焙烧时间 2.5 h、液固比 L/S=8、水浸时间 2 h。实验结果见图 2。

从图 2 可以看出，安沛矿分解率的高低对浓硫酸的用量有很大影响。随着浓硫酸不断加入，酸与矿不断反应，当酸矿比为 0.7 时，浸出液浓度为 19.83 g/L，浸出率达到 99.55%，酸矿比为

0.8 和 1 时的浸出率接近 100%，综合成本与收率等方面，加入浓硫酸的较佳比例为 0.7。

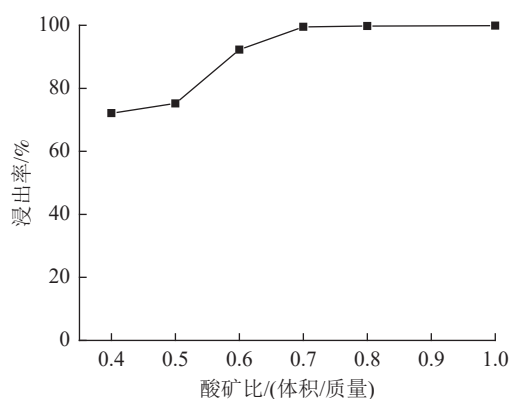


图 2 浓硫酸用量对浸出效果影响

Fig.2 Effect of concentrated sulfuric acid dosage on leaching effect

2.2.2 焙烧温度对浸出效果影响

温度是硫酸焙烧工艺关键参数之一，温度低

于 200 ℃ 时，主要反应是硫酸将矿物质分解；温度 200~300 ℃ 时，主要反应是磷酸脱水转变成焦磷酸，焦磷酸与钙、钽作用生成难溶的焦磷酸钙、焦磷酸钽；温度达 338 ℃ 时，硫酸开始分解^[10]。因此必须控制适当的焙烧温度，使稀土尽可能分解生成可溶性的硫酸盐，进入溶液中。实验探究不同温度对安沛矿分解过程对分解浸出率的影响，焙烧温度取 200、250、300 ℃。实验固定条件为：（酸矿比（质量/体积）0.7、焙烧时间 2.5 h、液固比 L/S=8、水浸时间 2 h）。实验结果见图 3。

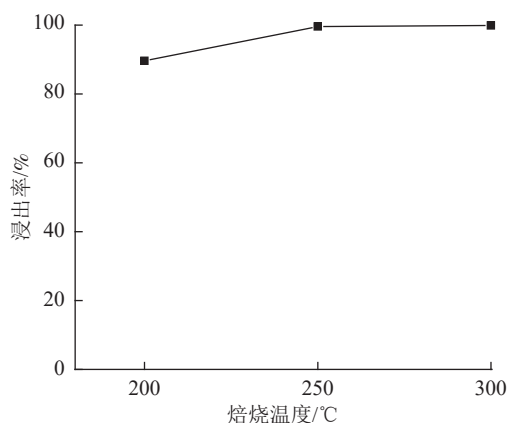


图3 焙烧温度对浸出效果影响

Fig.3 Effect of roasting temperature on leaching effect

从图 3 可以看出，焙烧温度越高，矿分解越完全，浸出率越高，达到 250 ℃ 时，浸出率超过 99%，其后则无明显变化。300 ℃ 焙烧时有大量硫酸烟雾散发，并有强烈刺激性气味，腐蚀设备，对人员不利。工业中采用 250 ℃ 的焙烧温度，稀土基本溶出完全，产生的少量硫酸烟雾，可采用碱液喷淋吸收，实现清洁无害处理。

2.2.3 焙烧时间对浸出效果影响

焙烧时间长短直接影响着矿石分解完全程度，在其他因素不变的条件下，考查焙烧时间对安沛矿分解过程分解浸出率的影响，焙烧时间取 40、60、90、120、150 min。实验固定条件：酸矿比（质量：体积）0.7、焙烧温度 250 ℃、液固比 L/S=8、水浸时间 2 h。实验结果见图 4。

从图 4 可以看出，增加焙烧时间稀土浸出率相对提高，焙烧时间达到 40 min 时，大部分矿石已分解，浸出率达到 82.57%，时间达到 90 min 时，浸出率达到 99.56%，120 min 时，浸出率达到 99.84%，矿分解基本完成，焙烧时间继续增加，浸出率无明显变化。因此，实验确定焙烧时间为 2 h。

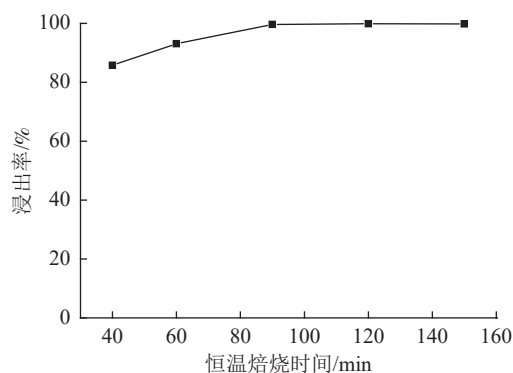


图4 焙烧时间对浸出效果影响

Fig.4 Effect of roasting time on leaching effect

2.2.4 液固比 L/S 对浸出效果影响

水浸的作用是将焙烧后可溶的硫酸稀土、硫酸铁、硫酸铝等溶解到水溶液中，与硅、焦磷酸钙、焦磷酸钽等不溶物分离，实现初步提纯。浸出液固比 L/S 与浸出液稀土浓度和浸出率等有很大关系，为获取较高稀土浓度的浸出液，同时保证浸出率，实验对液固比 L/S 进行研究，液固比 L/S 取 8、6、4、3、2、1。实验固定条件：（酸矿比（质量：体积）0.7、焙烧温度 250 ℃、焙烧时间 2.5 h、水浸时间 2 h）实验结果见图 5。

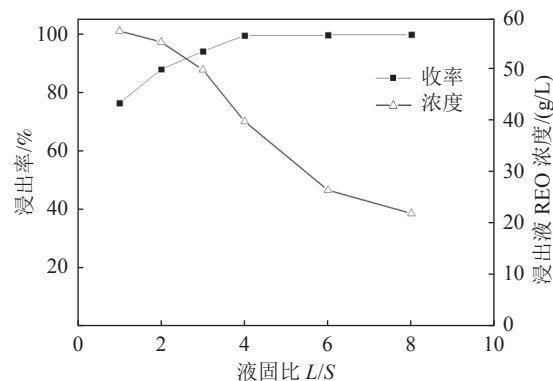


图5 液固比 L/S 对浸出率的影响

Fig.5 Effect of liquid-solid ratio on leaching rate

从图 5 可知，液固比 L/S 越大，其浸出率也相应越高，但浸出液 REO 浓度下降。当液固比 L/S=4 时，浸出率达到 99.91%，浸出液稀土浓度为 40.05 g/L，浸出水量继续增大时，浸出率基本不变，但浸出液稀土浓度下降很大。稀土浓度太低，后期除杂和萃取富集过程越困难，效率越低，为保证后期的加工效率，浸出水量选择液固比 L/S=4。

2.3 水浸液除杂工艺

量取一定量的浸出液于烧杯中，在搅拌的条件下缓慢加入除杂剂，调节浸出液 pH 值，去除非稀土杂质，澄清后过滤洗涤。分析溶液中铁铝含量及

稀土总量, 计算稀土收率, 浸出液参数见表 2。

表 2 浸出液参数
Table 2 Leachate parameters

TREO	H ⁺	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃
20.67 g/L	1.800 mol/L	23719 mg/L	16054 mg/L

2.3.1 除杂剂浓度的影响

氧化镁因其来源广价格低且碱性弱, 是一种良好的除杂剂。分别用 1、0.5、0.1、0.05 g/mL 的氧化镁浆液调节浸出液 pH 值进行除杂实验, 研究氧化镁浓度对除杂收率的影响。实验结果见表 3。

表 3 除杂剂浓度对收率影响
Table 3 Effect of impurity remover concentration on yield

MgO 浆液浓度/ (g/mL)	pH 值	Fe ₂ O ₃ / (mg/L)	Al ₂ O ₃ / (mg/L)	回收率/ %
1	4.4	<100	<100	69.67
0.5	4.4	<100	<100	80.04
0.1	4.4	<100	<100	94.18
0.05	4.4	<100	<100	95.26

从表 3 可知, 氧化镁浆液浓度对铁、铝去除影响相差不大, 除杂后浓度均小于 100 mg/L, 但其对稀土收率的影响非常大, 浓度越高, 除杂沉淀过程会将部分稀土夹带包裹, 形成共沉^[1], 导致稀土收率降低, 浓度低, 增加溶液量, 稀土浓度降低, 不利于后续浓缩富集处理。除杂过程选择 MgO 浆液浓度为 0.1 g/mL 时, 铁、铝浓度均小于 100 mg/L, 稀土收率达到 94.18%。

2.3.2 不同 pH 值终点对除杂及收率的影响

pH 值终点是除杂过程最为关键的因素, 既影响除杂效果, 又影响稀土收率。用 0.1 g/mL 的氧化镁浆液以不同 pH 值终点为变量进行实验, 研究较佳值, 实验结果见表 4。

表 4 不同 pH 值终点实验结果
Table 4 Test results of different pH endpoints

pH 值	Fe ₂ O ₃ /(mg/L)	Al ₂ O ₃ /(mg/L)	回收率/%
4.1	274	219	96.13
4.2	133	110	94.18
4.3	<100	<100	88.15
4.4	<100	<100	85.18
4.5	<100	<100	80.75
5.0	<100	<100	70.23

从表 4 可知, pH 值终点在达到 4.3 时, 铁铝杂质基本去除干净, 随着 pH 值终点增大, 稀土收率不断下降, pH 值终点超过 4.4 时, 部分稀土开始沉淀, 导致收率快速下降。pH 值终点选择 4.2 时, 既达到了除杂效果且保证了收率。

2.4 转型工艺

稀土分离厂常用的萃取体系为盐酸体系^[12], 除杂之后的浸出液必须经转型成氯化稀土后才能进入萃取工序。用 P507—煤油萃取剂将稀土萃入

有机中, 再用盐酸将稀土反萃到水相, 将硫酸稀土转型成氯化稀土, 并通过改变反萃阶段的相比、盐酸浓度, 来提高稀土的浓度^[13]。

2.4.1 萃取过程

分别以有机相与料液的体积比 O:A=1:1, 1:1.5, 1:2, 1:3 的比例, 通过五级连续逆流萃取将稀土萃到有机相中, 实验结果见表 5。

表 5 萃取条件及结果
Table 5 Extraction conditions and results

有机皂化 度/(mol/L)	料液稀土浓 度/(mol/L)	O:A	负载有机稀土 浓度/(mol/L)	余液稀土 浓度/(mol/L)
0.45~0.6	0.105	1:1	0.1	<0.01
0.45~0.6	0.105	1:1.5	0.156	<0.01
0.45~0.6	0.105	1:2	0.21	<0.01
0.45~0.6	0.105	1:3	到第三级时乳化	<0.01

从以上萃取过程可知, 萃取过程稀土基本没有损失, OA 比越大其负载有机的稀土浓度越高。O:A=1:1.5 时, 负载有机浓度达到 0.156 mol/L, O:A=1:2 负载有机浓度达到 0.21 mol/L, 但当 O:A=1:3 时, 因稀土浓度过高, 在萃取过程中出现乳化的现象, 所以 O:A=1:1.5~2 较为合适。

2.4.2 反萃过程

用 6 mol/L 盐酸以不同相比, 采用五级逆流反萃方式, 将稀土从负载有机中反萃下来, 研究反萃过程盐酸用量, 结果见表 6。

表 6 反萃条件及结果
Table 6 Stripping conditions and results

负载有机 浓度/ (mol/L)	盐酸 浓度/ (mol/L)	O:A	反萃液 稀土浓度/ (mol/L)	反萃液 H ⁺ 浓度/ (mol/L)	回收率/% (按除杂后 硫酸稀土)
0.156	6	10:2	0.7762	3.57	99.51
0.156	6	10:1.5	1.0294	2.76	98.98
0.156	6	10:1	1.5321	1.18	98.21
0.156	6	10:0.8	1.8427	0.41	94.50

从以上反萃实验得知, 反萃阶段通过改变相比可以提高稀土浓度。O/A=10:2 和 10:1.5 时, 稀土收率分别达到 99.51% 和 98.98%, 但反萃液 H⁺ 浓度太高, 不利于后续萃取分离; O/A=10:1 时, 稀土收率为 98.21%, 反萃液 H⁺ 浓度在 1 mol/L 左右, 可直接供分离企业使用; 当 O/A=10:0.8 时, 反萃液稀土浓度达到 1.8427 mol/L, 收率仅为 94.5%; 综合各方面因素, 用 6 mol/L 盐酸以 O:A=10:1 进行反萃较为适宜。

3 综合实验

按照以上较优参数进行耦合, 开展全流程实验, 实验结果见表 7。

表7 综合实验结果
Table 7 Comprehensive test results

实验编号	稀土收率/%	REO浓度/ (mol/L)	Fe ₂ O ₃ / (mg/L)	Al ₂ O ₃ / (mg/L)
1	92.88	1.5451	<100	<100
2	92.35	1.4687	<100	<100
3	90.1	1.5226	<100	<100
4	92.27	1.5372	<100	<100
5	90.98	1.4815	<100	<100

由表7可知,采用较优参数进行耦合,开展的一系列的验证实验,实验结果有很好的重现性,稀土收率可达90.1%~92.88%,稀土浓度在1.5 mol/L左右,主要杂质铁、铝含量均低于100 mg/L,实验产品可直接供萃取分离企业萃取工序使用。

4 结 论

(1) 本实验采用浓硫酸与越南安沛矿高温焙烧冷水稀释浸出的方式,改变硫酸用量、焙烧温度、焙烧时间和浸出水量的条件,得出条件为酸矿比(质量:体积)=1:0.7,焙烧温度为250℃,焙烧时间为1.5~2 h,浸出水:矿=4,焙烧水浸稀土收率可达99.5%以上,同时稀土浓度达到40 g/L。

(2) 采用氧化镁调节pH值的方式,除去硫酸稀土溶液中的铁铝杂质,通过改变氧化镁浆液浓度、pH值终点等条件,得出除杂条件为氧化镁浓度为0.1 g/mL, pH值终点为4.2左右, Fe₂O₃、Al₂O₃杂质离子浓度可低于100 mg/L,稀土收率可达94%。

(3) 除杂后的硫酸稀土通过P507-煤油-HCl体系转型,通过改变萃取与反萃过程OA比,得出转型条件为,以O:A=1.5~2进行5级逆流萃取, O:A=10:1进行5级逆流反萃,稀土收率可达99%,反萃液稀土浓度超过0.7762 mol/L。

(4) 按照较优参数进行全流程耦合实验,稀土收率可达90.1%~92.88%,稀土浓度在1.5 mol/L左右,主要杂质铁、铝含量均低于100 mg/L,满足工业化应用的需求,实现对越南安沛铁矿尾矿资源回收稀土价值的初步开发利用。

参考文献:

[1] 徐光宪. 稀土:上册[M]. 北京:冶金工业出版社, 1995.
XU G X. Rare earth: volume I [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1995.
[2] 朱明刚, 孙旭, 刘荣辉, 等. 稀土功能材料 2035 发展战略研究[J]. 中国工程科学, 2020(5):37-43.
ZHU M G, SUN X, LIU R H, et al. Research on the development strategy of rare earth functional materials in

2035[J]. China Engineering Science, 2020(5):37-43.
[3] 张惠, 康博文, 田春秋. 全球稀土二次资源回收利用进展[J]. 矿产综合利用, 2022(3):86-94.
ZHANG H, KANG B W, TIAN C Q. Analysis on recovery and utilization of global rare earth secondary resources[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(3):86-94.
[4] 李超, 刘述平, 徐凌飞, 等. 高铁稀土精矿硫酸焙烧—浸出实验[J]. 有色金属(冶炼部分), 2021(4):36-40.
LI C, LIU S P, XU L F, et al. Sulfuric acid roasting-leaching test of high-speed rare earth concentrates[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2021(4):36-40.
[5] 张苏江, 张立伟, 张彦文, 等. 国内外稀土矿产资源及其分布概述[J]. 无机盐工业, 2020(52):9-16.
ZHANG S J, ZHANG L W, ZHANG Y W, et al. An overview of rare earth mineral resources and their distribution at home and abroad[J]. Inorganic Salt Industry, 2020(52):9-16.
[6] 张可能, 赵玉凤. 越南的金属矿物资源[J]. 世界采矿快报, 1990, 6(18):4-6.
ZHANG K N, ZHAO Y F. Metal mineral resources in Vietnam[J]. World Mining Express, 1990, 6(18):4-6.
[7] 李潇雨, 惠博, 熊文良, 等. 白云鄂博稀土资源综合利用现状概述[J]. 矿产综合利用, 2021(5):17-24.
LI X Y, HUI B, XIONG W L, et al. Multipurpose utilization of rare earth resources in Bayan Obo[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(5):17-24.
[8] 硫酸焙烧-萃取法冶炼包头稀土精矿工艺技术[R]. 北京:北京有色金属研究总院, 2011.
Technology of smelting Baotou rare earth concentrate by sulfuric acid roasting-extraction method[R]. Beijing: Beijing General Research Institute for Nonferrous Metals, 2011.
[9] 杨珍, 何利华, 郭福亮. 氢氧化钠分解独居石的热力学分析[J]. 稀有金属与硬质合金, 2016, 44(6):13-17.
YANG Z, HE L H, GUO F L. Thermodynamic analysis of monazite decomposed by sodium hydroxide[J]. Rare Metals and Cemented Carbides, 2016, 44(6):13-17.
[10] 马莹, 许延辉, 常叔, 等. 包头稀土精矿浓硫酸低温焙烧工艺技术研究[J]. 稀土, 2010, 31(2):20-23.
MA Y, XU Y H, CHANG S, et al. Study on the decomposition of Baotou rare earth concentrate[J]. Chinese Rare Earths, 2010, 31(2):20-23.
[11] 茹宗玲, 张长松. 菱镁矿生产轻质氧化镁除杂(铁、铝)工艺的研究[J]. 安阳工学院学报, 2005(4):11-12.
RU Z L, ZHANG C S. Study on the technology of removing impurities (iron, aluminum) from magnesite to produce light magnesia[J]. Journal of Anyang Institute of Technology, 2005(4):11-12.
[12] 李艳玲, 廖伍平. 稀土萃取剂研究进展[J]. 中国科学:化学, 2020, 50(11):1473-1485.
LI Y L, LIAO W P. Research progress of rare earth extractants[J]. Science China:Chemistry, 2020, 50(11):1473-1485.

[13] 赵龙胜, 冯宗玉, 董金诗, 等. 离子型稀土矿镁盐复合浸取-无铵沉淀富集稀土技术 [C]. 中国稀土学会 2017 学术年会摘要集. 2017: 71.

ZHAO L S, FENG Z Y, DONG J S, et al. Ion-type rare earth

ore magnesium salt composite leaching-ammonium-free precipitation enrichment rare earth technology [C]. The Chinese Society of Rare Earths 2017 Academic Annual Meeting Abstracts . 2017: 71.

Utilization and Development of Associated Rare Earth Resources of the Iron Ore in Yen Bai Province, Vietnam

Zhang Liangjiu^{1,2}, Pan Wuxia¹, Zhou Huirong¹, Guo Huaibing²

(1.Guangxi Guosheng Rare Earth New Material Co., Ltd., Chongzuo, Guangxi, China; 2.Chinalco Guangxi Nonferrous Rare Earth Development Co., Ltd., Nanning, Guangxi, China)

Abstract: This is an essay in the field of metallurgical engineering. Aiming at the problem that the rare earth enrichment after magnetic separation of iron ore tailings in Yen Bai Province, Vietnam cannot be directly utilized, the sulfuric acid roasting process and extraction and enrichment transformation technology are used to carry out experimental development. The process parameters of sulfuric acid roasting, water leaching, impurity removal, transformation and other processes were systematically studied and observed how work on the effect of the experiment and the most optimum technological conditions were determined. The experiment showed the acid and ore ratio (volume: mass) is 0.7, the roasting temperature is 250 degrees Celsius, the roasting time is 2 hours, the leaching water and ore ratio is 4, and the roasting and leaching process was carried out under the above conditions. Impurity removal was carried out with a concentration of 0.1 g/mL and a pH of 4.2 as the endpoint. The grade 5 counter-current extraction was carried out under the O/A of 1.5~2, the 5 counter-current back extraction was carried out under the O/A rate of 10:1, the overall recovery rate reached 90.1%-92.88%, the rare earth concentrations is 1.5 mol/L, the content of iron and aluminum is lower than 100 µg/mL, and met the requirement of the industrial applications, and realized the utilization and development of the accompanied rare earth resources of the iron ore tailings in Yen Bai Province, Vietnam.

Keywords: Metallurgical engineering; Yen Bai Province Vietnam; Iron ore; Rare earth; Associated resources; Development and utilization

////////////////////////////////////
(上接第 35 页)

Recovery of Rare Earths from Polishing Waste

Zhang Yu

(Lianyungang Gaopin Renewable Resources Co., Ltd, Lianyungang, Jiangsu, China)

Abstract: This is an essay in the field of metallurgical engineering. Using rare earth polishing powder waste as raw material, an orthogonal experimental design was used to convert rare earth oxides into sulfates by first conducting roasting experiments of the waste with a mixture of ammonium sulfate and ammonium bisulfate. The orthogonal experiment with 3 factors and 3 levels was carried out by using the orthogonal table $L_9(3^4)$ and statistically analyzed the test results: the roasting temperature was 480 °C, the roasting time was 3 h, and the mass ratio was 1.8:1. In the second step, 0.2% thiourea was added to the acid leaching solution as reducing agent, and the technological conditions of leaching rare earth from the calcined solid phase with dilute sulfuric acid were studied. The orthogonal experiment with 4 factors and 4 levels was carried out by using the orthogonal table $L_{16}(4^5)$. The experimental result shows that on the condition of lixiviating temperature being 90 °C, sulfuric acid thickness being 0.5 mol/L, lixiviating time being 4 h, liquid-to-solid quality ratio being 4:1, the extraction rate of rare earths will reach 97.8%~98.0% in mass fraction.

Keywords: Metallurgical engineering; Roasting; Waste of rare earth polishing powder; Recovery rate of rare earth; Orthogonal test design