

离子型稀土矿化学溶浸影响因素及其调控

周贺鹏^{1,2}, 胡洁¹, 张永兵¹, 罗仙平^{1,2}

(1. 江西理工大学 资源与环境工程学院, 江西 赣州 341000; 2. 江西省矿业工程重点实验室, 江西 赣州 341000)

摘要: 离子型稀土矿性质复杂, 稀土元素赋存状态特殊, 特有的黏土矿物性质不利于稀土的化学溶浸, 综合回收困难。为揭示离子型稀土矿化学溶浸影响机制, 探寻溶浸过程优化调控措施, 本文以江西龙南离子型稀土矿为研究对象, 采用室内溶浸法模拟原地溶浸工艺过程, 开展化学溶浸体系各因素的影响机制及其优化调控研究。结果表明浸出剂浓度越高、流速越快, 稀土的浸出率越高, 而原矿含水率过大、矿层高度过高均会影响稀土的浸出效率, 进而降低稀土离子的浸出率和浸出母液浓度; 采用正交试验法计算分析各因素的影响效应可得出各因素的交互影响关系, 形成的较佳试验条件与单因素试验结果一致, 当调控浸出剂浓度为 4%、浸出剂用量 180 mL、矿层高度 211 mm, 以及浸取剂流速为 2 mL/min、顶水用量为 20 mL、原矿含水率 5% 左右, 可获得浸出率和稀土浓度均较高的浸出母液 (浸出率 97.87%、稀土浓度 2.52 g/L)。通过调控稀土化学溶浸主因素, 优化溶浸过程次因数的条件控制, 可实现了离子型稀土矿的绿色高效提取, 也丰富了稀土化学溶浸基础理论。

关键词: 离子型稀土矿; 化学溶浸; 正交试验; 优化调控

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2019.03.032

中图分类号: TD97 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2019) 03-0146-07

离子型稀土矿是中国特有的稀土矿种, 广泛应用于石油化工、冶金工业、电子通讯、航空航天、国防科技和新型材料等领域^[1], 离子型稀土矿的开发解决了世界上中重稀土匮乏、全球稀土产业和高科技材料发展等难题, 现已被国家列为限制开采的战略性的稀缺资源^[2-3]。离子型稀土矿中稀土元素普遍以离子形态吸附于伊利石、高岭石、蒙脱石等黏土矿物中, 采用常规的浮选、重选、磁选等选矿方法难以回收, 而通过化学溶浸法, 利用化学性质更为活泼的阳离子 (如 K^+ 、 Na^+ 、 NH_4^+ 等) 可与稀土离子发生交换吸附, 将稀土元素解吸后在浸出液中富集回收。大量的研究结果表明, 化学溶浸法是离子型稀土矿最为有效的回收方法, 且随着研究的深入, 溶浸工艺也由早期的池浸、堆浸发展到现在普遍采用的原地溶浸工艺。但长期的生产实践表明原地溶浸依然存在着

适应性差、浸出率低、浸出周期长、矿体残留药剂含量高、稀土拖尾现象严重等问题, 限制了化学溶浸技术的快速发展与广泛推广^[3-4]。由于离子型稀土矿性质复杂, 特有的黏土矿物不利于稀土的渗流溶浸, 且浸出过程影响因素较多, 而国内外科研工作者多从浸出剂种类的筛选研发、浸出方式的转变以及提高溶浸过程渗透效果等角度开展工作^[5], 对原地溶浸工艺中不同影响因素的考察、各因素间的交互影响关系及差异性分析研究较少。本文以江西龙南典型离子型稀土矿为研究对象, 采用室内化学溶浸法模拟原地溶浸工艺过程, 研究溶浸体系各工艺因素对稀土浸出效率的影响, 揭示浸出过程影响机制, 探寻优化调控方法, 以实现离子型稀土矿绿色高效提取, 丰富稀土资源化学溶浸基础理论。

收稿日期: 2018-02-28; 改回日期: 2018-03-20

基金项目: 国家自然科学基金资助项目 (51404112); 江西省自然科学基金资助项目 (20151BAB216013)

作者简介: 周贺鹏 (1985-), 男, 博士, 副教授, 主要从事矿物化学提取与分离研究。

1 材料及方法

1.1 试验原料

试验原料来自江西赣州龙南离子型稀土矿山，经过剥离矿体表层植被后由上而下，分别采取有代表性的表土层、全风化层和半风化层中的稀土矿石。将采集的试样根据研究内容进行加工测试。原矿试样X衍射分析结果见图1，稀土配分与半分子量检测结果见表1。

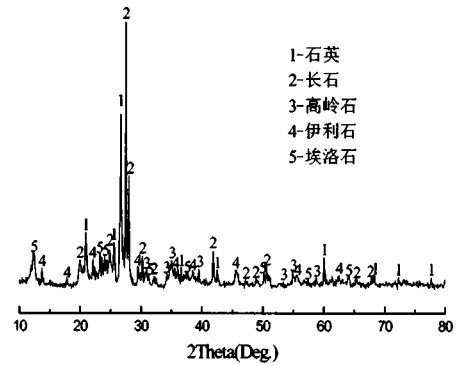


图1 原矿试样XRD图谱
Fig.1 XRD pattern of the raw ore sample

表1 矿石配分与半分子量测试结果
Table 1 Results of mineral partition and semimolecular weight test

元素	La ₂ O ₃	CeO ₂	Pr ₆ O ₁₁	Nd ₂ O ₄	Sm ₂ O ₃	Eu ₂ O ₃	Gd ₂ O ₃	Tb ₄ O ₇
配分含量 /%	9.12	1.56	3.19	14.51	6.69	0.2	8.31	1.24
半分子量 MW _j	162.91	172.12	170.24	168.24	174.36	175.96	181.25	186.93
摩尔数 n _j	0.05598	0.00906	0.01874	0.08625	0.03837	0.00114	0.04585	0.00663
f _j	0.02904	0.00096	0.01486	0.06604	0.04132	0.00578	0.05811	0.01023
元素	Dy ₂ O ₃	Ho ₂ O ₃	Er ₂ O ₃	Tm ₂ O ₃	Yb ₂ O ₃	Lu ₂ O ₃	Y ₂ O ₃	
配分含量 /%	6.69	1.14	3.37	0.45	2.81	0.40	40.45	
半分子量 MW _j	186.50	188.93	191.26	192.93	197.04	198.97	112.91	
摩尔数 n _j	0.03587	0.00603	0.01762	0.00233	0.01426	0.0021	0.63074	
$\sum_{j=1}^{15} n_j$	0.698395							
f _j	0.06673	0.01077	0.03199	0.00428	0.02498	0.00373	0.63074	

由表1和原矿XRD分析结果可知，该稀土矿中Y₂O₃配分为40.45%，Tb₄O₇配分为1.24%，Dy₂O₃配分为6.69%，属于江西赣南典型的重型高钇离子型稀土矿，原矿稀土总量REO为0.0698%；矿石中矿物组分较单一，但黏土矿物组成复杂，以长石、石英、高岭石、埃洛石等矿物为主，构成了稀土离子的主要负载相。

1.2 试验方法

离子型稀土矿中黏土矿物为稀土的主要载体矿物，稀土元素主要以离子的形式吸附于黏土矿物表面^[6]，采用NH₄⁺为代表性的阳离子电解质溶液可与稀土离子发生交换反应，其反应方程式可用下式表达。

为此，本文采用硫酸铵作为稀土浸出剂进行溶浸试验，试验装置采用室内连续型柱式溶浸装置，浸出剂硫酸铵溶液为分析纯，试验用水为自

来水，单元试验样质量为300 g。通过柱浸模拟试验，考察浸出剂浓度与流速、浸出剂用量、浸出后期顶水用量、原矿含水量及矿层高度等因素对离子型稀土矿浸出过程的影响，分析不同因素对溶浸过程的影响差异程度，实现浸出过程的优化调控。

2 结果与分析

2.1 浸出剂浓度对稀土化学溶浸过程的影响

离子型稀土矿化学溶浸实质是浸出剂阳离子与稀土离子进行的溶质交换过程^[7]。阳离子间的传质交换以当量关系进行，是一种解析与再吸附的可逆反应过程，受质量作用定律支配，当离子浓度越高，其交换反应能力越强，为此可通过改变硫酸铵浓度来调控稀土溶浸过程的传质代换方向^[8]。本次试验确定浸出剂硫酸铵用量为180 mL、流速为2.0 mL/min、顶水用量20 mL、原矿含水率5%、矿层高度105 mm，

考察不同浸出剂浓度对稀土化学溶浸过程的影响,分析稀土浸出率及其浸出液中稀土的平均浓度变化。试验结果见图 2。

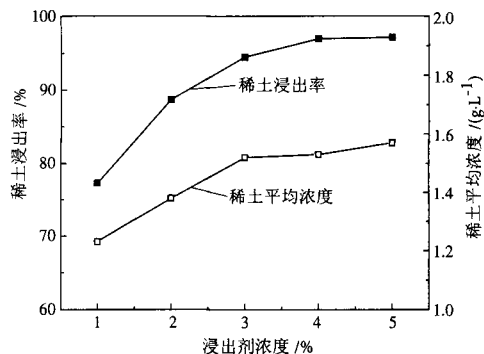


图 2 浸出剂浓度对稀土浸出率及平均浓度的影响

Fig. 2 Effect of leaching agent concentration on the leaching rate and average concentration of rare earth

由图 2 可知,随浸出剂硫酸铵浓度的增大, NH_4^+ 浓度梯度升高,溶浸过程液相扩散能力增强,浸出效果明显提高,稀土浸出率也逐渐升高。当硫酸铵浓度超过 4% 之后,继续增大浸出剂浓度稀土浸出率升高不明显,而硫酸铵耗量增大,因此选择溶浸过程浸出剂硫酸铵浓度为 4% 较为适宜。

2.2 浸出剂用量对稀土化学溶浸过程的影响

浸出剂用量过少, NHNH_4^+ 浓度偏低,稀土离子不能完全交换,造成溶浸过程浸出率下降;而浸出剂用量过大,虽然浸出率大幅提高,但浸出液中的稀土离子浓度偏低,不利于后续作业的稀土再富集回收,同时造成矿体残留药剂严重。为此,本次试验开展了浸出剂用量条件试验,确定浸出剂硫酸铵浓度为 4%,流速为 2.0 mL/min、顶水用量 20 mL、原矿含水率 5%、矿层高度 105 mm,考察硫酸铵用量对稀土化学溶浸过程的影响,试验结果见图 3。

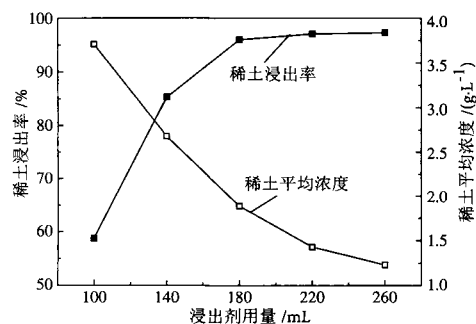


图 3 浸出剂用量对稀土浸出率及平均浓度的影响

Fig. 3 Effect of the amount of leaching agent on the leaching rate and average concentration of rare earth

由图 3 可知,随硫酸铵用量的增加,稀土浸出率逐渐升高,而浸出液中的稀土离子浓度逐步下降。当浸出剂用量为 180 mL 时,稀土浸出率达 96.05%,浸出液中稀土离子浓度为 1.89 g/L;此后若继续增大浸出剂用量,稀土浸出率变化不大而稀土浓度降幅明显。为此,确定浓度为 4% 的硫酸铵溶液的用量为 180 mL。

2.3 浸出剂流速对稀土化学溶浸过程的影响

浸出剂流速过快,溶浸内扩散速率增强,阳离子电解质无法与矿物颗粒充分接触,离子交换反应不充分,且易导致沟流、地表径流等现象^[9];浸出剂流速过慢,溶浸外扩散速率降低,被交换的稀土离子在黏土矿物表面停留时间过长,易产生再吸附现象,降低稀土的浸出率,同时 Al^{3+} 、 Fe^{2+} 等杂质离子随浸出周期的延长而发生交换解析,造成浸出液中含杂偏高,不利于后期的富集利用^[10]。可见,适宜的浸出剂流速是保证稀土高效溶浸回收的关键,本次试验确定浸出剂硫酸铵浓度为 4%、用量为 180 mL、顶水用量 20 mL、原矿含水率 5%、矿层高度 105 mm,考察硫酸铵流速对稀土化学溶浸过程的影响,试验结果见图 4。

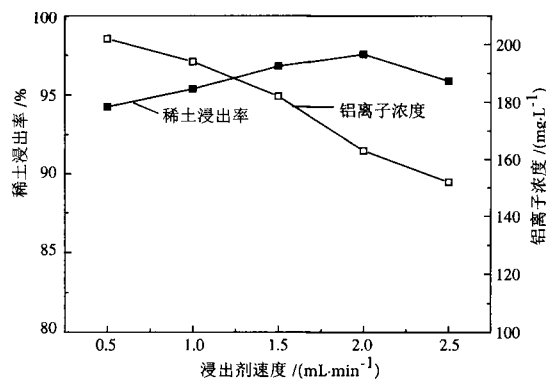


图 4 浸出剂流速对稀土浸出率及平均浓度的影响

Fig. 4 Effect of the velocity of leaching agent on the leaching rate and average concentration of rare earth

由图 4 可知,随浸出剂硫酸铵流速的加快,稀土浸出率不断增大;当流速达到 2.0 mL/min 时稀土浸出率最大,可达 97.45%,此后若继续增大浸出剂流速,不仅稀土浸出率呈下降趋势且浸出母液中杂质铝含量升高;同时若流速超过 2.0 mL/min 后,稀土矿层的上部出现不同程度的积液现象,后期易形成水柱,为此,选取浸出剂流速为 2.0 mL/min

较为合适。

2.4 顶水用量对稀土化学溶浸过程的影响

稀土溶浸后部分残留在矿体中的稀土离子需采用顶水冲洗回收，不然将造成解析的稀土离子发生再吸附现象，进而影响稀土浸出率^[11]。为降低浸出剂用量，减少浸出成本和母液中杂质离子含量，通常在稀土溶浸后期采用清水替代阳离子电解质作顶水进行稀土离子冲洗回收，本次试验确定浸出剂硫酸铵浓度为4%、用量为180 mL，浸出剂流速为2.0 mL/min，考察顶水用量对稀土化学溶浸过程的影响。试验结果见图5。

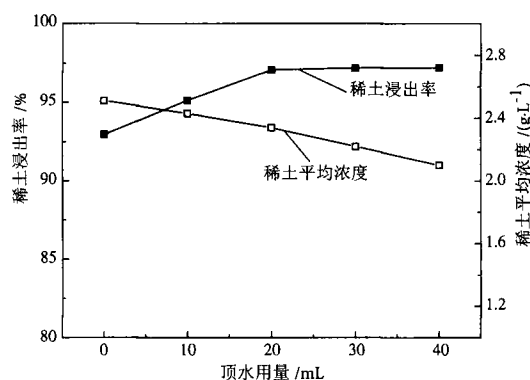


图5 浸出后期压顶水用量对稀土浸出率及平均浓度的影响

Fig. 5 Effect of the amount of top pressure water on the leaching rate and average concentration of rare earth

由图5可知，随顶水用量的增大，稀土浸出率持续升高，但浸出母液中稀土离子浓度降幅较大。当压顶水用量为20 mL时，稀土浸出率为97.08%，浸出母液中稀土离子浓度为2.34 g/L，均较高。因此选择顶水用量约为20 mL。

2.5 原矿含水率对稀土化学溶浸过程的影响

矿石中稀土元素主要以离子形态吸附于黏土矿物中，而黏土矿物具有很强的吸水性^[12]。当黏土矿物吸水后不论是矿物表面结合水或颗粒层间自由水均会影响浸出剂在稀土矿体中的渗流扩散和化学溶浸^[13-14]。为此，本次试验浸出剂硫酸铵浓度为4%、用量为180 mL，浸出剂流速为2.0 mL/min，顶水用量为20 mL，分别考察原矿含水率在0%、5%、10%、15%、20%时对稀土化学溶浸过程的影响，试验结果见图6。

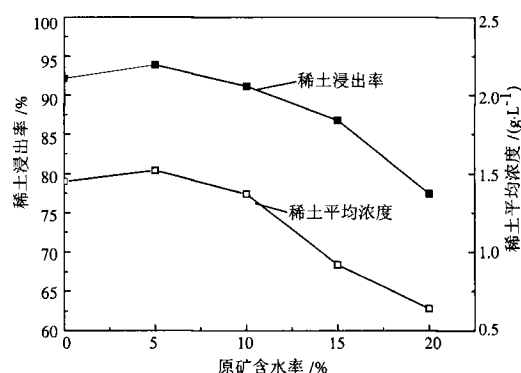


图6 原矿含水率对稀土浸出率及平均浓度的影响

Fig. 6 Effect of raw ore moisture content on rare earth leaching rate and average concentration

由图6可知，随原矿含水率的增加，稀土浸出率和浸出母液中的稀土平均浓度呈现先升后降趋势。当原矿含水量在5%左右时，稀土浸出率和稀土平均浓度最高，分别为93.87%和1.98 g/L。此后随原矿含水率的升高，稀土浸出率和平均浓度均迅速下降；而原矿含水率过低时，黏土矿物吸收液相浸出剂后易扩散膨胀，导致矿体毛细孔道堵塞，不利于浸出剂在矿体中渗流溶浸。因此，当原矿含水率在5%左右时溶浸效果较佳。

2.6 矿层高度对稀土化学溶浸过程过程的影响

稀土溶浸时矿层高度不仅影响矿体的渗透性，而且严重影响浸出剂在矿层中的渗流效果，产生稀土离子解吸后再吸附现象，影响稀土的浸出周期和浸出率^[15]。本次试验确定浸出剂硫酸铵浓度为4%、用量为180 mL，浸出剂流速为2.0 mL/min，顶水用量为20 mL，原矿含水率5%，考察不同的矿层高度对稀土化学溶浸的影响。试验结果见图7。

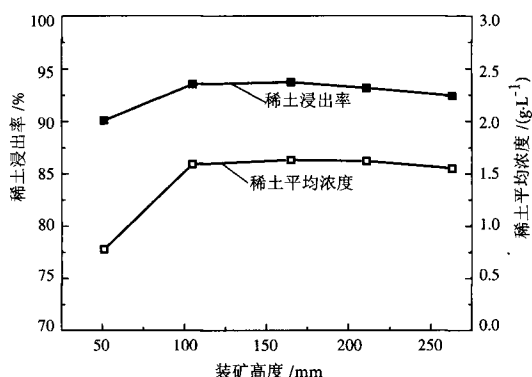


图7 矿层高度对稀土浸出率及平均浓度的影响

Fig. 7 Effect of height of ore bed on leaching rate and average concentration of rare earth

由图 7 可知,随矿层高度的增加,稀土浸出率和平均浓度均呈上升趋势,但当矿层高度过大时,浸出剂在浸出过程中的运动路径相应延长,流径的距离逐渐增大,部分被浸出剂交换出的稀土离子与矿体中的载体矿物发生再吸附,造成稀土浸出率下降,因此需合理控制浸出矿层高度,且在不高于 211 mm 的条件下,稀土矿溶浸效果较理想。

3 影响因素优化调控

单因素条件试验确定了浸出剂浓度、浸出剂用量及矿层高度为稀土化学溶浸过程的显著影响因素,故选取此三因素为主因素进行正交试验分析,以考察各因素间的差异性和交互影响关系,实现稀土化学溶浸过程的优化调控。以稀土浸出率为最终指标,以浸出剂浓度、矿层高度及浸出剂用量为相应的因素条件,且确定出各条件的较佳水平。采用 L9 (33) 三因素三水平正交试验研究各个因素对稀土浸出率的影响及较佳的工艺参数,寻找改善稀土浸出效果的较佳试验方案。正交试验因素及相应水平见表 2,试验方案及结果分析见表 3。

表 2 正交试验因素及相应水平

因素 (i)	水平 (j)		
	1	2	3
A 浸出剂浓度 /%	2	3	4
B 浸出剂用量 /mL	140	160	180
C 矿层高度 /mm	165 (200g)	211(300g)	265(400g)

表 3 正交试验方案及结果分析

试验序号	A 浸出剂浓度 /%	B 浸出剂用量 /mL	C 矿层高度 /mm	稀土浸出率 /%
1	1	1	1	68.61
2	1	2	2	90.62
3	1	3	3	93.84
4	2	2	1	92.48
5	2	3	2	93.59
6	2	1	3	76.84
7	3	3	1	90.90
8	3	1	2	71.42
9	3	2	3	95.26

E_I	255.87	226.27	256.61	
E_{II}	261.03	277.69	265.57	781.91
E_{III}	265.01	277.95	259.73	
$\bar{E}_I$	85.29	75.42	85.54	
$\bar{E}_{II}$	87.01	92.56	88.52	86.88
$\bar{E}_{III}$	88.34	92.65	86.58	
$R = \bar{E}_{\max} - \bar{E}_{\min}$	3.05	17.23	2.98	
S	42.00	1771.65	41.37	
较优水平	A ₃	B ₃	C ₂	
较佳水平组合	A ₃ B ₃ C ₂			

表 3 中的 E_I 、 E_{II} 、 E_{III} 表示各条件在水平 1、2、3 情况下的结果之和。 $\bar{E}_I$ 、 $\bar{E}_{II}$ 、 $\bar{E}_{III}$ 为对应 E 值平均值。R 为对应条件最大值 ($\bar{E}_{\max}$) 和最小值 ($\bar{E}_{\min}$) 之差。由计算结果中极差 R 及方差 S 可知, A 浸出剂浓度、B 浸出剂用量、C 矿层高度三因素对稀土浸出率的影响大小为: A>B>C。根据值计算出各因素较佳水平为 A₃、B₃、C₂, 较佳组合是 A₃B₃C₂, 即浸出剂浓度为 4%, 浸出剂用量为 180 mL, 矿层高度为 205 mm (装矿量为 300 g), 这与单因素试验中所确定的较佳试验条件相符, 表明条件试验考察的各因素较佳条件与正交试验结论一致。同时, 采用方差分析法对三因素三水平正交试验结果进行了拟合分析, 以确定正交试验较优因素组合的准确性及各因素对浸出率影响的显著性, 结果见表 4。

表 4 正交试验方差分析

Table 4 Orthogonal test variance analysis table					
方差来源	方差	自由度	均方	F	显著性
A 浸出剂浓度	17.14	2	8.57	3.08	不显著
B 浸出剂用量	840.50	2	420.25	87.07	显著
C 矿层高度	34.99	2	17.50	7.02	不显著
误差	0.14	2	0.07		
总和	892.77	8			

查 F 分布表得, 当分子项自由度为 2 时, 分母项自由度为 2 时, 临界值 F_{0.05}=19。现 FA<F_{0.05}, FB>F_{0.05}, FC<F_{0.05}, 表明若要求显著性水平 $\alpha=0.05$, 则应认为浸出剂浓度和矿层高度的效应是不显著的, 而浸出剂用量的影响是显著的。同时根据 F 值还能判断出三个因素对稀土浸出效果的影响大小关系为: B>C>A。根据方差分析法评价依据, 对具有影响因素较显著的条件选取较佳水平, 而对浸出率影响较小条件只需按实际

情况选择适当水平, 故该因素较佳组合为 $A_3B_3C_2$, 即浸出剂浓度为 4%, 浸出剂用量为 180 mL, 矿层高度为 211 mm (装矿量为 300 g), 此时获得的稀土浸出率为 97.87%, 浸出母液中稀土离子浓度为 2.52 g/L。分析结果与前述直接分析法一致, 表明正交试验具有显著的代表性及条件试验结果的准确性。由此可见, 通过探析稀土化学溶浸过程中各影响因素的差异性, 调控显著因素的最优组合, 优化次要因素的合适水平, 可实现离子型稀土矿化学溶浸过程中各因素的优化调控。

4 结 论

(1) 开展了离子型稀土矿化学溶浸过程影响因素研究, 结果表明浸出剂浓度越高、流速越快, 稀土的浸出率越高; 而原矿含水率过大、矿层高度过高均会影响稀土的浸出效率, 进而降低稀土离子的浸出率。

(2) 开展了离子型稀土矿化学溶浸影响因素优化调控研究, 结果表明浸出剂浓度、浸出剂用量及矿层高度三因素对稀土化学溶浸过程影响最为显著, 采用正交试验法计算分析各因素的影响效应可得出各因素的交互影响关系, 形成的较佳试验条件与单因素考察结果一致, 即浸出剂浓度为 4%、浸出剂用量 180 mL、矿层高度 211 mm, 通过调控浸取剂流速为 2 mL/min、顶水用量 20 mL、原矿含水率 5% 左右, 可获得浸出率为 97.87%、稀土浓度为 2.52 g/L 的稀土浸出母液, 实现了离子型稀土矿化学溶浸影响因素的考察和优化调控, 有利于离子型稀土矿的绿色高效提取。

参考文献:

- [1] 董飘平, 梁福永, 邹征刚, 等. 稀土配合物单分子磁体研究进展 [J]. 化工进展, 2016, 35(9): 2802-2817.
- [2] 李天煜, 熊治廷. 南方离子型稀土矿开发中的资源环境问题与对策 [J]. 国土与自然资源研究, 2003(3): 42-44.
- [3] 周晓文, 温德新, 罗仙平. 南方离子型稀土矿提取技术研究现状及展望 [J]. 有色金属科学与工程, 2012, 3(6): 81-85.
- [4] 朱文杰, 张原庆, 王玉福. 中国稀土资源开发利用现状问题及建议 - 以白云鄂博矿南方七省离子型吸附型冕宁矿为例 [J]. 山东国土资源, 2015, 31(10): 32-37.
- [5] 张俊, 毛志忠, 贾润达, 等. 金氰化浸出过程自适应优化 [J]. 化工学报, 2014, 65(12): 4890-4897.
- [6] 范晨子, 张誉, 陈郑辉, 等. 江西赣南风化淋滤型稀土矿床中的粘土矿物研究 [J]. 岩石矿物学杂志, 2015, 34(6): 803-810.
- [7] A.G. Kholmogorov, O.N. Kononova, S.V. Kachin, et al. Study of Sorption Properties of Anion Exchangers with LongChained Cross-Linking Agents for Tungsten Hydrometallurgy [J]. Chinese Journal of Chemical Engineering, 2000, V8(3): 241-246.
- [8] 王圣瑞, 焦立新, 金相灿, 等. 长江中下游浅水湖泊沉积物总氮、可交换态氮与固定态铵的赋存特征 [J]. 环境科学学报, 2008, 28(1): 37-43.
- [9] 卢盛良, 卢朝辉, 吴南萍, 等. 离子型稀土矿控速淋浸工艺研究 [J]. 湿法冶金, 1993, 3(63): 34-39.
- [10] 方夕辉, 朱冬梅, 邱廷省, 等. 离子型稀土矿抑杂浸出中抑铝剂的研究 [J]. 有色金属科学与工程, 2012, 3(3): 51-55.
- [11] Wu Biao, Shang He, Wen Jiankang. Sulfuric acid leaching of low-grade refractory tantalum-niobium and associated rare earth minerals in Panxi area of China [J]. Rare Metals, 2015, 34(3): 202-206.
- [12] 孙仁远, 张云飞, 范坤坤, 等. 页岩中黏土矿物吸附特性分子模拟 [J]. 化工学报, 2015, 66(6): 2118-2122.
- [13] Zhang Suhua, An Hailong, Liu Yuzhi, et al. Effect of ion-channel interaction permeability of NaK channel [J]. Acta Physica Sinica, 2011, 60(4): 271-277.
- [14] 邹丽萍. 低品位离子型稀土矿提取过程优化研究 [D]. 赣州: 江西理工大学, 2014.
- [15] 杨幼明, 王莉, 肖敏, 等. 离子型稀土矿浸出过程主要物质浸出规律研究 [J]. 有色金属科学与工程, 2016, 7(3): 125-130.

(下转 140 页)

Research on Utilization of Tailings from Copper Slag through RHF Direct Reduction -Grinding Separation Process

Ding Yingui^{1,2}, Xue Xun², Ni Wen¹, Cao Zhicheng^{1,2}, Liu Zhanhua¹, Yan Aiyun²

(1. Shenwu Technology Group Corp Co., Ltd, Beijing, China; 2. School of Civil and Environmental Engineering University of Science and Technology Beijing, Beijing, China)

Abstract: The copper slag direct reduction-grinding production line in Jinchuan Shenwu Technology Co., Ltd. is put into operation smoothly, for every ton of copper slag will produce about 0.5 t tailings, and it needs to be comprehensive utilization. The physical and chemical properties of tailing were analyzed in this paper, the crystalline phases in tailings were mainly by diopside and quartz, the rest is amorphous phase, and the proportion of -0.074 mm was 91.70%.. The different utilization methods of tailings were analyzed, including the production of cementitious materials, wall materials, ceramics and agriculture field. The economic effect is evaluated for the project of autoclaved aerated concrete block of annual output of 300, 000 m³. The total investment is about 64, 454, 300 yuan. And the annual consumption of tailings will be 92, 400 tons. The annual profit will be 21, 458, 500 yuan, the investment return rate is 41.04%, and the investment recovery period is 3.07 years. The autoclaved aerated concrete block production project is feasible.

Keywords: Copper slag; Secondary tailings; Comprehensive utilization way; Economy evaluation

////////////////////////////////////
(上接 151 页)

Influencing Factors and Control of Chemical Leaching of Ion-type Rare Earth Ore

Zhou Hepeng^{1,2}, Hu Jie¹, Zhang Yongbing¹, Luo Xianping

(1. Faculty of Resource and Environmental Engineering, Jiangxi University of Science and Technology, Ganzhou, Jiangxi, China; 2. Jiangxi Key Laboratory of Mining Engineering, Ganzhou, Jiangxi, China)

Abstract: Because of the complex nature of ion-type rare earth ore, special existing state of rare earth element, the unique properties of clay minerals are not conducive to the chemical leaching of rare earth. It is difficult to recover comprehensively. In order to reveal the chemical leaching mechanism of ion-type rare ore, explore the leaching process optimization measures. This paper takes Jiangxi Longnan ion-type rare earth ore as the research object, using indoor leaching method to simulate the in-situ leaching process, carrying out chemical leaching mechanism and influence factors of the system and its optimization. The results show that the leaching agent concentration is higher, flow rate is faster, the rare earth leaching rate is high. Water content is too large, seam height is too high will affect the ore leaching efficiency, reducing rate of rare earth ions and leaching liquor concentration. Orthogonal test method was used to calculate and analyze the influence of each factor, and the interaction between the factors could be obtained. When the regulation of leaching agent concentration was 4%, leaching agent dosage is 180 mL, seams height is 211mm, and the leaching agent flow rate is 2 mL/min, top water dosage is 20 mL, the moisture content is about 5%, higher leaching rate and average concentrations can be obtained(leaching rate is 97.87%, average concentration of rare earth is 2.52 g/L). By controlling the main factors of chemical leaching and optimizing the conditions of the secondary factors in the leaching process, the extraction of the ion-type rare earth ores can be realized efficiently and effectively.

Keywords: Ion-type rare earth ore; Chemical leaching; Orthogonal test; Optimal control