锆冶炼废渣中铀、钍的浸出试验研究

张天溥[1]，刘　康[1,2]，王桂硕[1,2]，梁耕宇[1,2]，刘忠臣[1,2]，
程　浩[1,2]，刘会武[1,2]，向秋林[1,2]

(1. 核工业北京化工冶金研究院，北京　101149；
2. 中核矿业科技集团有限公司，北京　101149)

摘要：锆英砂中常伴生有曲晶石、铀钍石和方钍石等矿物，这些矿物含有微量铀、钍等放射性元素，在生产氧氯化锆过程中，铀、钍等放射性元素富集于废渣中，具有一定回收价值。针对此类废渣的综合利用与放射性污染控制需求，研究了从废渣中提取铀、钍等有价元素的工艺条件，考察了不同浸出因素及参数对铀、钍浸出效果的影响。结果表明：在硫酸浓度 4 mol/L、浸出时间 4 h，液固体积质量比 4∶1、浸出温度 90 ℃条件下，铀、钍浸出率分别达 99.9%、88.6%，效果较好。

关键词：锆冶炼废渣；浸出；铀；钍

中图分类号：TL212　　**文献标识码**：A　　**文章编号**：1009-2617(2026)01-0045-07

DOI：10.13355/j.cnki.sfyj.2026.01.007

在锆石矿、稀土、钽铌矿等共伴生放射性资源冶炼过程中，铀、钍等放射性元素大多会被富集到废渣中，从而产生大量放射性废渣。目前，已有一些从钽铌冶炼渣、稀土冶炼渣中回收铀、钍的研究，铀、钍浸出率可达 90%以上[1-6]，而从锆冶炼废渣中回收铀、钍鲜见报道。

在以锆英砂为原料，采用“一酸一碱”法生产氧氯化锆时，锆英砂中的铀、钍等放射性元素大部分转移至三次废酸中，之后富集到废酸中和后废渣中[7-11]。采用该方法每生产 1 t 氧氯化锆会产生约 0.3 t 含铀、钍的放射性中和废渣。目前这些废渣主要存放在放射性固废暂存库[7-11]。锆冶炼放射性废渣中回收铀、钍相关的研究虽很少，但已有一些从锆业废酸中分离回收铀、钪、钍等有价金属的研究报道[12-15]。如采用废酸多金属梯级萃取分离工艺从锆冶炼废酸中回收铀、钪、钍并制备重铀酸铵和钪粗产品；采用酸回收—分步萃取工艺从锆冶炼废酸中回收铀、钪，得铀和钪的富集物等。现有研究为回收锆冶炼废渣中的有价金属元素提供了初步思路。

试验研究了用硫酸浸出锆冶炼废渣回收铀、钍，考察了硫酸浓度、液固体积质量比、浸出温度和时间等因素对铀、钍浸出的影响，确定了最佳工艺参数，以期为实现锆冶炼废渣的减量化、无害化、资源化处置提供一种可参考的方法。

1　试验部分

1.1　试验原料

锆冶炼废渣样品取自某锆业公司，红棕色块状，质地较硬，含水率为 57%。用 X 射线荧光光谱仪(XRF)分析废渣中主要元素，结果见表 1。可知：U 质量分数为 0.98%，比我国一般铀矿高 5～10 倍，ThO_2 质量分数为 0.55%，REO 质量分数约为 9.35%，ZrO_2 质量分数为 10.3%，TiO_2 质量分数为 6.86%；主要杂质元素为 Si、Na、Fe、Al。通过化学法分析可知，锆冶炼废渣中 U 质量分数为 0.651%，Th 质量分数为 0.376%。

收稿日期：2025-09-19；**修订日期**：2025-10-28

基金项目：中国铀业有限公司-东华理工大学核资源与环境国家重点实验室联合创新基金项目(2023NRE-LH-04)。

第一作者简介：张天溥(1999—)，男，硕士，主要研究方向为铀多金属矿及其共伴生有色金属水冶技术。

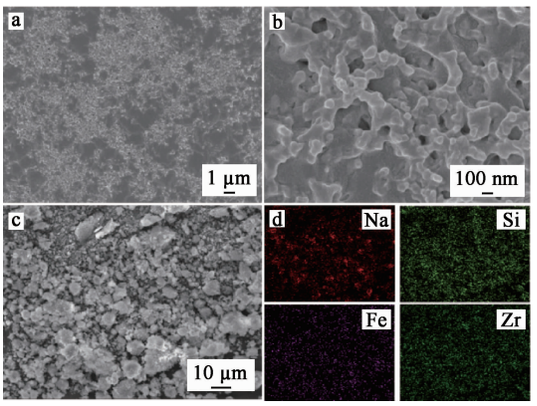
通信作者简介：刘康(1983—)，男，博士，研究员级高级工程师，主要研究方向为铀多金属矿及其共伴生有色金属水冶技术。

表 1 锆冶炼废渣主要元素的 X 荧光分析结果

Table 1 X-ray fluorescence analysis results of main elements in zirconium metallurgical waste residue %

SiO_2	Na_2O	Fe_2O_3	ZrO_2	TiO_2	CaO	Al_2O_3	Y_2O_3	SO_3	MgO
25.046	18.967	11.196	10.343	6.86	5.994	5.443	4.346	2.428	1.746
CeO_2	U	Yb_2O_3	Er_2O_3	ThO_2	Dy_2O_3	P_2O_5	La_2O_3	Nd_2O_3	Sc_2O_3
1.047	0.982	0.933	0.66	0.551	0.463	0.445	0.365	0.356	0.288
Gd_2O_3	Pr_2O_3	Ho_2O_3	PbO	Sm_2O_3	WO_3	MnO	Tm_2O_3	K_2O	REO
0.256	0.216	0.188	0.166	0.142	0.141	0.136	0.086	0.054	9.346

锆冶炼废渣的微观形貌及 SEM-EDS 分析结果如图 1 所示。



a—SEM，放大 100 000 倍；b—SEM，放大 1 000 倍；
c—SEM，放大 10 000 倍；d—SEM-EDS 面扫

图 1 锆冶炼废渣的微观形貌及 SEM-EDS 面扫分析结果

Fig. 1 Microscopic morphology of and SEM-EDS surface scan analysis results of zirconium smelting waste residue

由图 1(a)～(c)看出：废渣由大量微小颗粒聚集而成，颗粒整体呈明显的不规则形状，表面粗糙度较高，并可见明显的枝状突起及交联结构，这种特殊的表面形貌表明颗粒在形成过程中经历了非平衡快速凝固或沉积过程；颗粒粒径分布呈现较宽的区间，存在较大的差异，显示出物相组成或结晶过程的非均质性，这些微小颗粒通过广泛的粘结作用形成团聚体，致使整体结构较为紧凑，这是导致锆冶炼渣在实际堆存或处理过程中表现出黏稠度较高和持水能力较强、含水率较高的重要原因。由图 1(d)看出，废渣中存在的主要元素为 Na、Si、Fe、Zr，这些元素在渣中并非孤立分布，而是呈现出高度交织、相互渗透的复杂分布特征，表明其存在形式可能包括多种化合物相、固溶体或微观尺度上的复合氧化物。各元素在微区内分布不均匀，存在明显的区域富集现象，不同微区位置的成分差异显著，进一步证实了渣相组成的非均质性。可见，锆冶炼渣是一种多元素交互共存的复杂体系，其微观元素分布特征直接反映了冶炼过程的物理化学条件，也为后续渣中有价金属的回收提供了重要的理论依据。

1.2 试验设备与试剂

试验设备：场发射扫描电子显微镜，卡尔蔡司光学(中国)有限公司；Quantax 200 Xflash 能谱仪，布鲁克(北京)科技有限公司；X 射线衍射仪 RigakuD：MAX-RB12KW，利研曙光仪器(北京)有限公司；水浴恒温磁力搅拌器，ZnCL-DG 型，郑州博华仪器设备有限公司；精密电子天平，IKA RCT basic 型，艾卡(广州)仪器设备有限公司(IKA 中国)；真空泵，MPC601T 型，德国伊尔姆真空泵制造有限公司；电热鼓风干燥箱，DHG-9245A 型，上海圣科仪器设备有限公司；机械搅拌器 IKA RW20 digital 型，艾卡(广州)仪器设备有限公司(IKA 中国)。

试验试剂：硫酸(98%)，分析纯，国药集团化学试剂有限公司；水。

1.3 试验原理

主要化学反应锆冶炼废渣中 U 赋存状态为 $Na_2U_2O_7$，$Na_2U_2O_7$ 中的铀以 UO_2^{2+} 形式存在[16]。用浓硫酸浸出该废渣时，H^+ 能使 UO_2^{2+} 转化为可溶性硫酸铀酰 UO_2SO_4，UO_2SO_4 在硫酸介质中会进一步形成稳定的配合物 $[UO_2(SO_4)_3]^{4-}$。锆冶炼废渣中 Th 的赋存状态为 $Th(OH)_4$[17]，$Th(OH)_4$ 作为碱性化合物，会与浓硫酸发生中和反应生成 $Th(SO_4)_2$。硅酸(H_4SiO_4)在酸性或中性条件下(pH＝2～7)会通过脱水缩聚形成多聚硅酸，核心反应为硅氧键(Si—O—Si)的形成，最终生成三维网络结构的硅酸胶体。废渣中硅含量较高，在适宜酸浓度条件下可生成硅酸或偏硅酸胶体，导致固液分离困难，需通过调控 pH、温度

及硅酸浓度抑制胶体析出或加速胶体沉淀。主要的化学反应如下：

$$Na_2U_2O_7+3H_2SO_4\longrightarrow 2UO_2SO_4+Na_2SO_4+3H_2O$$

$$UO_2^{2+}+3SO_4^{2-}\rightleftharpoons[UO_2(SO_4)_3]^{4-}$$

$$Th(OH)_4+2H_2SO_4\longrightarrow Th(SO_4)_2+4H_2O$$

$$nH_4SiO_4\longrightarrow[SiO_2]_n\cdot H_2O+(2n-1)H_2O$$

1.4　试验方法

称取锆冶炼湿渣置于烧杯中，按一定的液固体积质量比加入一定浓度的 H_2SO_4，设定反应温度。浸出过程中，烧杯需密封以减少水分挥发对试验结果造成的影响。浸出渣洗涤 2 次，液固体积质量比为 1∶1。之后测定浸出渣中 U、Th 含量，计算渣计有价元素浸出率。其中 U 含量按照国标《硅酸盐岩石化学分析方法　第 30 部分：44 个元素量测定》(GB/T 14506.30—2010)[18] 进行分析，Th 和 REO 按照行业标准《固体废物 22 种金属元素的测定 电感耦合等离子体发射光谱法》(HJ 781—2016)[19] 进行分析浸出液和洗水分别收集留存，备用。渣浸出率 r 计算公式如下：

$$r=\left(1-\frac{m_1w_1}{m_0w_0}\right)\times 100\%$$

式中：m_0—锆冶炼废渣质量，g；w_0—锆冶炼废渣中金属质量分数，%；m_1—浸出渣质量，g；w_1—浸出渣中金属质量分数，%。

2　试验结果与讨论

2.1　硫酸浓度对铀、钍等有价元素浸出的影响

取锆冶炼渣 150 g，按照液固体积质量比4∶1 加入一定量不同浓度的硫酸，在浸出温度 90 ℃、浸出时间 4 h 条件下，考察硫酸浓度对铀、钍、稀土、铁浸出率的影响，试验结果如图 2 所示。

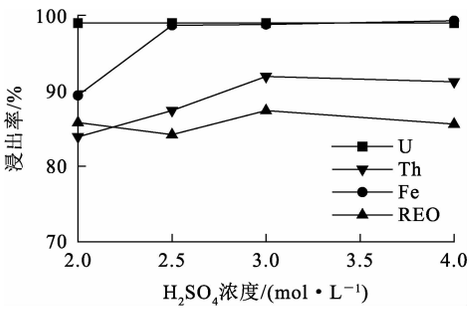


图 2　H_2SO_4 浓度对铀、钍、稀土和铁浸出率的影响

Fig. 2　Effect of H_2SO_4 concentration on leaching rates of U, Th, REO and Fe

由图 2 可知：硫酸浓度为 2.5 mol/L 时，铀、铁浸出率大于 99.0%，铁浸出率接近 99.0%，钍浸出率为 87.4%，稀土浸出率为 84.2%；硫酸浓度增至 4.0 mol/L，铀、铁浸出率基本不变，而钍、稀土浸出率略有变化。综合考虑成本和工艺操作流程，选取 2.5 mol/L 为硫酸浓度优化参数。

2.2　浸出时间对铀、钍等有价元素浸出的影响

取锆冶炼废渣 150 g，按照液固体积质量比 4∶1加入一定量 2.5 mol/L 的硫酸，在浸出温度 90 ℃下，考察浸出时间对铀、钍、稀土、铁浸出率的影响，试验结果如图 3 所示。

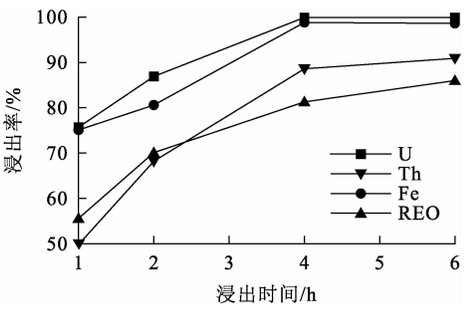


图 3　浸出时间对铀、钍、稀土和铁浸出率的影响

Fig. 3　Effect of leaching time on leaching rates of U, Th, REO and Fe

由图 3 可知，随浸出时间延长，锆冶炼废渣中铀、钍、稀土及铁浸出率逐渐升高；浸出 4 h 时，铀浸出率大于 99%，钍浸出率为 90.9%，稀土浸出率为 86.0%，铁浸出率为98.8%；继续延长浸出时间，铀、钍、稀土及铁浸出率增幅渐缓，趋于稳定。这是由于浸出料浆中的硅胶凝聚与沉淀需一定时间，硅胶呈凝聚状态时会吸附包裹有价金属离子，使其滞留在渣中，降低浸出速度，因此需要较长的浸出时间。试验中也发现，浸出过程中，浸出料浆逐渐变为胶体，搅拌较困难，但随浸出时间延长，硅胶逐渐沉淀，搅拌变得较易进行。综合考虑浸出时间和成本等因素，选取 4 h 为浸出时间优化参数。

2.3　液固体积质量比对铀、钍等有价元素浸出的影响

取锆冶炼渣 150 g，按照不同液固体积质量比加入一定量浓度 2.5 mol/L 的硫酸，在浸出温度 90 ℃、浸出时间 4 h 条件下，考察液固体积质量比对铀、钍、稀土、铁浸出率的影响，试验结果如图 4 所示。

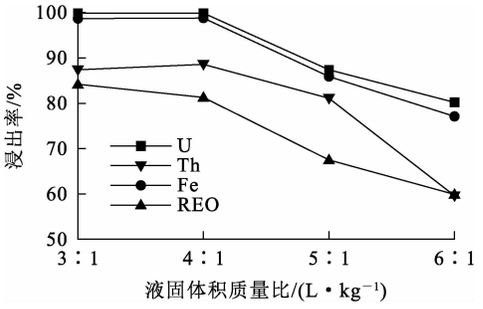


图 4 液固体积质量比对铀、钍、稀土和铁浸出率的影响

Fig. 4 Effect of liquid volume to solid mass ratio on leaching rates of U, Th, REO and Fe

由图 4 可知：浸出液固体积质量比为 4∶1 时，铀浸出率大于 99%，钍浸出率为 88.6%，稀土浸出率为 81.3%，铁浸出率为 98.8%；液固体积质量比大于 4∶1 时，铀、钍、稀土、铁浸出率明显降低。这是因为随液固体积质量比增大，矿浆流动性较好，黏度较小，有利于金属浸出；液固体积质量比大于 4∶1 时，体系内 H_2SO_4 浓度降低，pH 升高，硅酸易发生缩合反应，形成空间网状凝胶结构，包裹有价金属离子，从而抑制其浸出，导致浸出率降低，同时该凝胶层还会进一步阻碍酸液扩散，降低金属浸出动力学速率。综合考虑经济性和后续金属回收的便利性，选取 4∶1 作为液固体积质量比优化参数。

2.4 浸出温度对铀、钍等有价元素浸出的影响

取锆冶炼渣 150 g，按照液固体积质量比4∶1 加入一定量 2.5 mol/L 硫酸，在浸出时间 4 h 条件下，考察浸出温度对铀、钍、稀土、铁浸出率的影响，试验结果如图 5 所示。

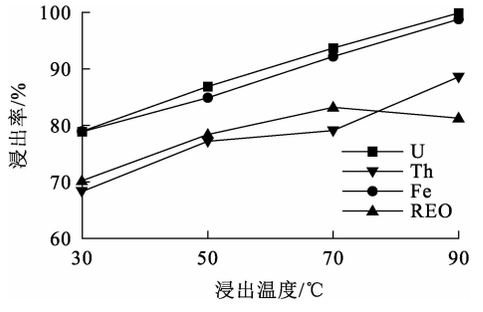


图 5 浸出温度对铀、钍、稀土和铁浸出率的影响

Fig. 5 Effect of leaching temperature on leaching rates of U, Th, REO and Fe

由图 5 可知：随浸出温度升高，铀、钍、铁及稀土浸出率显著升高；当浸出温度升至 90 ℃时，铀浸出率大于 99%，钍浸出率为 88.6%，稀土浸出率为 81.3%，铁浸出率为 98.8%。这主要是因为温度较低时，料浆中的硅胶难以充分酸化与解聚，导致矿浆黏度较高。此时，有价金属易包裹在矿浆内部，从而阻碍有价元素浸出。在浸出温度探索试验中还发现，当浸出温度低于 60 ℃时，硅酸缩合反应动力学过程迟滞，需要较长的浸出时间；但长时间浸出会导致硅酸缩合生成三维网状凝胶结构，使得有价元素浸出率降低，无法满足既定的技术指标要求[20]。硅胶水解为吸热反应，试验中发现，温度为 90 ℃时硅胶聚合情况能得到明显改善。综合考虑经济性和回收率技术指标要求，选取90 ℃作为温度优化参数。

2.5 浸出渣的表征

用 X 荧光分析仪分析优化条件下所得浸出渣的主要元素，结果见表 2。可知，废渣中 U 质量分数低于检测限，ThO_2 质量分数为 0.231%，REO 质量分数约为 4.9%，ZrO_2 质量分数为 0.661%，TiO_2 质量分数为 0.942%；主要杂质元素为 Si、Ca、Na。通过化学法分析可知，U 质量分数低于检测限，Th 质量分数为 0.23%。经计算可知，铀浸出率大于 99.0%，钍浸出率为 87.4%，渣产率为 30.1%。由试验结果可得，在硫酸浓度为 2.5 mol/L 时，以干基锆冶炼废渣计，硫酸用量为 70%。

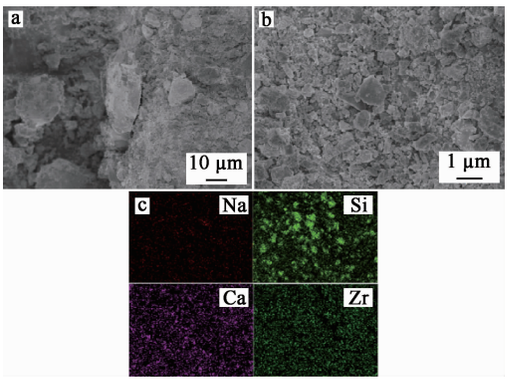
浸出渣的 SEM 形貌如图 6 所示。由图 6(a)～(b)看出：浸出渣的微观形貌呈现显著的不均匀性与多样性，主要由不规则块状、片层状结构及细小颗粒团聚体构成；部分颗粒表面粗糙、边缘清晰，另一些则因反应作用呈现疏松多孔特征。该形貌的形成可归因于浸出过程中硅酸的凝胶化与再沉淀行为，以及机械搅拌与化学侵蚀共同导致的颗粒破碎与团聚现象。由图 6(c)看出：浸出渣主要元素组成为 Si、Na、Ca 和 Zr，其中 Si 元素分布广泛且连续，表明生成了大量硅酸盐凝胶或 SiO_2 凝胶，构成渣样的基体材料；Si 与 Zr、Ca 元素存在一定空间共定位关系，说明硅凝胶有效包裹或吸附了难溶矿物组分及新生成的微溶盐沉淀。

综上表明，浸出渣是以硅凝胶三维网络为基质，包裹未反应难溶矿物(如锆石)及新生微溶盐沉淀(如硫酸钙)所形成的复杂多相体系。该特殊形貌，尤其是凝胶层的存在，会严重阻碍传质过程，抑制金属浸出动力学；此外，由于硅凝胶具有强持水性，会显著提高渣含水率，进而对后续的固液分离及有价金属回收产生不利影响。

表 2　浸出渣的主要元素分析结果

Table 2　X-ray fluorescence analysis results of main elements in leaching residue　%

SiO_2	SO_3	CaO	Na_2O	CeO_2	TiO_2	Y_2O_3	ZrO_2	La_2O_3	Nd_2O_3
56.050	23.917	10.347	2.074	1.400	0.942	0.813	0.661	0.657	0.553
Fe_2O_3	Gd_2O_3	Er_2O_3	Dy_2O_3	ThO_2	Yb_2O_3	Sm_2O_3	PbO	Pr_2O_3	HfO_2
0.492	0.293	0.293	0.284	0.231	0.210	0.156	0.136	0.122	0.092
K_2O	Tb_4O_7	Ho_2O_3	Cl	Al_2O_3	Tm_2O_3	SrO	NiO	REO	U
0.043	0.043	0.040	0.040	0.039	0.038	0.028	0.008	4.9	—



a—SEM，放大 10 000 倍；b—SEM，放大 100 000 倍；
c—SEM-EDS 面扫

图 6　浸出渣的微观形貌及 SEM-EDS 面扫分析结果

Fig. 6　Microscopic morphology and SEM-EDS surface scan analysis results of leaching residue

浸出渣的 XRD 图谱如图 7 所示。可以看出：浸出渣的衍射峰与 $CaSO_4 \cdot 0.5H_2O$（PDF＃81-1848）及 $CaSO_4 \cdot 0.8H_2O$（PDF＃76-2312）高度匹配，证实水合硫酸钙为结晶相主体；硅胶呈无定形态（无尖锐衍射峰）；随硫酸浓度由 2.5 mol/L 增至 4.0 mol/L，水合硫酸钙特征峰强比提升 46%（半定量分析），表明其结晶度显著增强，且渣中含量升高。

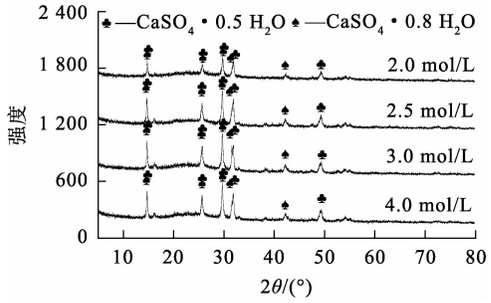


图 7　浸出渣的 XRD 图谱

Fig. 7　XRD pattern of leaching residue

3　结论

1）采用硫酸浸出工艺综合回收锆冶炼废渣中的 U、Th 等有价组分是可行的，该工艺有利于获得较高的金属回收率。

2）通过单因素试验确定优化工艺参数为：硫酸浓度 2.5 mol/L、浸出时间 4 h、液固体积质量比 4∶1、浸出温度 90 ℃。在该条件下，铀浸出率达 99%以上、钍浸出率为 88.6%，回收率较高。

3）在保证浸出率的情况下，通过增大高溶液酸度、降低液固体积质量比、升高温度和延长浸出时间可提高矿浆过滤性能，为后续台架试验提供有利条件。

参考文献：

[1] HUANG M，LIU D Q，XIU T Y，et al. Aluminum-assisted acid leaching for uranium/thorium from high-fluorine niobium slag：occurrence states and behaviors in mineralogy [J]. Separation and Purification Technology，2025，372. DOI：10.1016/j.seppur.2025.133503.

[2] 程浩，苏学斌，刘康，等. 某独居石优溶渣二段逆流浸出试验研究[J]. 湿法冶金，2024，43(4)：395-400.
CHENG Hao，SU Xuebin，LIU Kang，et al. Two-stage countercurrent leaching of monazite selective solution residue[J]. Hydrometallurgy of China，2024，43(4)：395-400.

[3] 张海燕，任燕，舒祖骏，等. 用盐酸从独居石“碱饼”中溶解铀、钍及稀土[J]. 湿法冶金，2018，37 (6)：447-451.
ZHANG Haiyan，REN Yan，SHU Zujun，et at. Dissolution of uranium，thorium and rare earths from hydroxide cake of monazite using hydrochloride acid[J]. Hydrometallurgy of China，2018，37 (6)：447-451.

[4] GAO J Z，CHEN J Q，LYU H T，et al. The electrolysis-graded leaching process for rapid resource regeneration of Th(Ⅳ)/U(Ⅵ) from wastewater[J]. Journal of Cleaner Production，2023，427. DOI：10.1016/j.jclepro.2023.139093.

[5] 支梅峰,张永明,王皓,等. 优溶渣中铀的硫酸浸出试验研究[J]. 铀矿冶,2018,37 (4):241-246.
ZHI Meifeng,ZHANG Yongming,WANG Hao,et al. Study on the sulfuric acid leaching of uranium from residual slag of processed monazite[J]. Uranium Mining and Metallurgy,2018,37 (4):241-246.

[6] 林振汉. 我国锆英砂矿的放射性分析[J]. 稀有金属快报,2005,24(9):35-37.
LIN Zhenhan. Study of radioactivity in zircon[J]. Rare Metals Letters,2005,24(9):35-37.

[7] 郭树军,董雪平. 一酸一碱法氧氯化锆生产工艺进展[J]. 江西化工,2013,(1):22-25.
XUE Shujun,DONG Xueping. Acid-alkali method zirconium oxychloride technology progress [J]. Jiangxi Chemical Industry,2013,(1):22-25.

[8] 黄淑梅,陈伟东,王运锋,等. 中国氧氯化锆产业现状及发展对策[J]. 钛工业进展,2014,31(2):1-7.
HUANG Shumei,CHEN Weidong,WANG Yunfeng,et al. Current situation and developing strategy of the zirconium oxychloride industry in China[J]. Titanium Industry Progress,2014,31(2):1-7.

[9] 郭庆礼,王岩,李先杰. 某厂锆英砂生产氧氯化锆过程中放射性核素的转移和辐射防护[J]. 辐射防护,2018,38(4):293-299.
GUO Qingli, WANG Pan, LI Xianjie. Radionuclide transport and radiation protection in production process of $ZrOCl_2$ from zircon sand in a factory[J]. Radiation Protection,2018,38(4):293-299.

[10] 郭庆礼,王岩. 某化学锆企业外排废水放射性超标原因及整改措施[J]. 铀矿冶,2019,38(4):298-302.
GUO Qingli,WANG Yan. Rectification measures and reasons of discharged effluent over radiation criteria from a chemical zirconium factory[J]. Uranium Mining and Metallurgy,2019,38(4):298-302.

[11] 孙帅. 锆冶炼废酸资源化利用应用基础研究[D]. 北京:中国科学院大学,2020.

[12] 刘荣丽,易师,邹龙. 从氯氧化锆母液中回收钪的研究[J]. 矿冶工程,2015,35(6):117-119.
LIU Rongli,YI Shi,ZOU Long.Recovery of Sc from ZrOCl mother liquor[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2015,35(6):117-119.

[13] 朱光祥,宋静,陶东平,等. 锆冶炼废酸中钪的萃取分离[J]. 中国有色金属学报,2023,33(2):577-589.
ZHU Guangxiang, SONG Jing, TAO Dongping, et al. Extraction and separation of scandium from waste acid from zirconium smelting[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2023,33(2):577-589.

[14] 董雪平,郭树军,王越红,等. 氧氯化锆废酸的综合利用的方法:201510614391. 0[P]. 2015-11-17.

[15] 孔德悬,魏学斌,陈功新,等. 某砂岩型铀矿石浸出渣样铀钪浸出特征及机理[J]. 有色金属(冶炼部分),2022(12):77-83.

[16] KONG Dexuan,WEI Xuebin,CHEN Gongxin,et al. Leaching characteristics and mechanism of uranium and scandium from leaching residues of a sandstone type uranium ore [J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2022 (12):77-83.

[17] 朱光祥. 锆冶炼废酸中有价金属的提取研究[D]. 昆明:昆明理工大学,2022.

[18] 全国国土资源标准化技术委员会. 硅酸盐岩石化学分析方法 第 30 部分:44 个元素量测定:GB/T 14506. 30-2010 [S]. 北京:中国标准出版社,2010.

[19] 环境保护部. 固体废物 22 种金属元素的测定 电感耦合等离子体发射光谱法:HJ 781—2016 [S]. 北京:中国环境科学出版社,2016.

[20] 余锡宾,孔荣贵. 硅酸聚合特性的研究[J]. 合肥工业大学学报(自然科学版),1990,13(2):100-104.
YU Xibin,KONG Ronggui. Polymeric properties of silicic acid[J]. Journal of Hefei University of Technology:Natural Science,1990,13(2):100-104.

Leaching of Uranium and Thorium from Zirconium Metallurgical Waste Residue

ZHANG Tianpu[1],LIU Kang[1,2],WANG Guishuo[1,2],LIANG Gengyu[1,2],LIU Zhongchen[1,2],
CHENG Hao[1,2],LIU Huiwu[1,2],XIANG Qiulin[1,2]

(1. *Beijing Research Institute of Chemical Engineering and Metallurgy, CNNC, Beijing* 101149, *China*;
2. *China Nuclear Mining Science and Technology Corporation, CNNC, Beijing* 101149, *China*)

Abstract: Zircon sand often contains minerals such as kyanite, thorite and thorianite, which contain trace amounts of radioactive elements such as uranium and thorium. During the production of zirconium oxychloride, these radioactive elements are concentrated in the waste residue, which has certain recycling value. To meet the demands of comprehensive utilization and radioactive pollution

control of such waste residues, the process conditions for extracting valuable elements such as uranium and thorium from the waste residues were studied, and the effects of different leaching factors and parameters on the leaching efficiency of uranium and thorium were investigated. The results show that under the conditions of sulfuric acid concentration of 4 mol/L, leaching time of 4 h, liquid volume to solid mass ratio of 4 ∶ 1, and leaching temperature of 90 ℃, the leaching rates of uranium and thorium reach 99.9% and 88.6%, respectively. The result is better.

Key words: zirconium smelting waste residue; leaching; uranium; thorium

（上接第 44 页）

Optimization of Roasting-Leaching Process for Low-grade Clay-type Lithium Ore

ZHU Shan, ZHU Yanxia, ZHANG Chenhu

(*School of Chemistry and Materials Engineering, Liupanshui Normal University, Liupanshui* 553000, *China*)

Abstract: Due to its late discovery, wide distribution, large reserves, complex composition, and low grade, the comprehensive development and utilization of clay type lithium mines still lack systematic research. A systematic study was conducted on the optimization of enhanced leaching process parameters for clay type lithium ore in Liuzhi Special District, Liupanshui City, Guizhou Province. The effects of roasting process conditions such as roasting temperature and time, as well as the effects of leaching process conditions such as leaching agent hydrochloric acid concentration, leaching temperature and time, stirring speed, and liquid volume to solid mass ratio on the experimental results were investigated. The results show that roasting can destroy the crystal lattice of minerals such as kaolinite, superphosphate, diopside, and lithium chlorite in clay type lithium ores, which is beneficial for the sufficient contact between lithium containing phases and leaching agents during subsequent leaching processes, thereby improving their leaching efficiency; After high-temperature roasting at 600 ℃ for 90 min, the clay type lithium ore was subjected to optimal leaching conditions of 60 min, leaching temperature of 80 ℃, hydrochloric acid concentration of 4 mol/L, stirring speed of 400 r/min, and liquid volume to solid mass ratio of 6 ∶ 1. The lithium leaching rate can reach 93.48% and the leaching effect is good. The method does not require any additives during the calcination process, which can reduce pollution and lower costs. It has certain promotion and application value.

Key words: clay-type lithium ore; low-grade; leaching; lithium; roasting; process optimization