



# 含钪钒钛磁铁矿尾矿焙烧-浸出提取分离钪

肖军辉<sup>1,2,3,4</sup>, 彭 杨<sup>1</sup>, 陈 涛<sup>1</sup>, 邹 凯<sup>1</sup>, 丁 威<sup>1</sup>

- (1. 西南科技大学 环境与资源学院, 绵阳 621010;
2. 西南科技大学 四川省非金属矿粉体改性与高质化利用工程实验室, 绵阳 621010;
3. 四川省钒钛资源综合利用重点实验室, 攀枝花 617000;
4. 西南科技大学 固体废物处理与资源化利用教育部重点实验室, 绵阳 621010)

**摘 要:** 攀西地区钒钛磁铁矿尾矿经再次磁选后的尾矿中除了含有极少量的钛铁矿、磁赤铁矿外, 其他主要矿物为钠长石、钙长石、辉石、绿泥石、云母等, 其中含有 44g/t 的  $\text{Sc}_2\text{O}_3$ 。目前对于该部分钪资源的回收研究不多, 适合的回收方案更是少见。本文对比氯化焙烧-浸出与碱分解焙烧-浸出两种提钪工艺的提钪效果, 最终得出碱分解焙烧-浸出方案更加适合从攀西钒钛磁铁矿尾矿中回收钪。碱分解焙烧-浸出的具体工艺条件为: 在碱用量与矿重量的比值为 0.45, 焙烧温度 900℃ 条件下焙烧 2h, 烧渣用盐酸在液固比为 5:1 的条件下两段浸出 240 min, 可获得钪浸出率 84.32%, 浸出渣钪含量 8.67g/t 的指标, 为从钒钛磁铁矿尾矿中提取钪资源提供了技术方案, 奠定了从含钪矿物中回收利用钪的基础。

**关键词:** 钪; 含钪钒钛磁铁矿尾矿; 焙烧; 浸出

文章编号: 1004-0609(2021)-03--

中图分类号: TD982

文献标志码: A

**引文格式:** 肖军辉, 彭 杨, 陈 涛, 等. 含钪钒钛磁铁矿尾矿焙烧-浸出提取分离钪[J]. 中国有色金属学报, 2021, 31(x): xxxx-xxxx. DOI: 10.11817/j.ysxb.1004.0609.2021-36561

XIAO Jun-hui, PENG Yang, CHEN Tao, et al. Extraction of scandium from a Sc-bearing V-Ti magnetite tailings using roasting and leaching[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2021, 31(x): xxxx-xxxx. DOI: 10.11817/j.ysxb.1004.0609.2021-36561

钪属于广义的稀土元素, 也是典型的稀土元素<sup>[1]</sup>。全世界钪储量约为 200 万 t, 但是大部分的钪资源赋存于铝土矿、钛铁矿以及磷块岩中, 可被开采利用的钪矿石较为罕见, 并且含钪矿物成分复杂, 钪含量低, 分离、提取工艺复杂, 导致钪产量低, 价格高<sup>[2-3]</sup>。但钪及其化合物拥有高熔点、小比重等众多优良性能, 在照明行业、合金工业、陶瓷行业、核能工业等国民生产生活中发挥出色的作用, 科研工作者一直在探寻回收钪的工艺<sup>[4]</sup>。

自然界中含钪矿物种类多达上百种, 但钪的独立矿物仅有钪钇矿、铍硅钪矿和水磷钪矿等少数几种, 难以见到钪的独立矿床。面对日益增长的钪需

求量, 从含钪矿物如铝土矿、钨锡镍矿、钛冶金副产品、稀土、铀矿等资源中回收钪成为目前最优良的解决途径。由于钪在含钪原料中极其分散, 并且原料组成复杂, 钪在回收其他矿物过程中走向变化大, 并不能高效的将钪富集起来, 所以一般来说是通过化学方法将钪转化为可溶性化合物, 从而达到回收钪的目的。例如铝土矿中钪的回收工艺可采用: 赤泥高温焙烧后的烧渣以酸浸出, 浸出液即可进一步提纯回收钪; 钨锡尾矿中的钪回收则是直接酸浸, 浸出液再萃取、沉淀、煅烧即可获得高纯度的  $\text{Sc}_2\text{O}_3$ ; 钛冶金工艺中, 钪主要存在于硫酸盐法生产钛白的废液中或者高钛渣氯化生产  $\text{TiCl}_4$  时产

基金项目: 四川省科技计划资助项目(2018FZ0092)

收稿日期: 2020-06-10; 修订日期: 2020-11-30

通信作者: 肖军辉, 副教授, 博士后, 硕导; 电话:

; E-mail: xiaojunhui33@163.com

生的氯化烟尘中,对于钛白废液中的钪回收目前有较为成熟的工艺,氯化烟尘中钪的回收采用水浸-萃取-除杂-煅烧工艺可以获得纯度为99%的氧化钪<sup>[4]</sup>。

对于钒钛磁铁矿尾矿中钪资源的回收利用国外还未见有报道,国内有学者采用硫酸化焙烧分解、酸浸萃取等方法处理钒钛磁铁矿含钪尾矿,取得了一定的成果,但是对于钪含量极低的矿石没有做过多的研究<sup>[9-11]</sup>。本研究综合考虑众多回收钪的工艺,借助现有资料,对比不同方案对钪的回收效果,总结出有利于从钪含量低的矿石中回收钪的工艺技术,给回收钒钛磁铁矿尾矿中的钪提供基本思路。

## 1 材料与方法

### 1.1 矿石性质

本研究所用矿石为攀西某选矿厂的钒钛磁铁矿尾矿,经实验室再次强磁选选去铁钛后将磁选尾矿做为提钪原矿(以下称原矿),原矿化学成分分析结果见表1,X射线衍射(XRD)分析结果见图1。

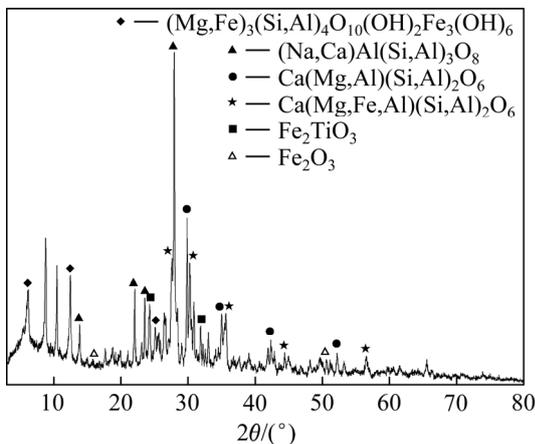


图1 试样XRD分析结果

Fig. 1 X-ray diffraction analysis results of sample

表1 试样主要化学成分分析结果

Table 1 Main chemical composition analysis result of sample (mass fraction, %)

Ingredient	SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	Na <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	K <sub>2</sub> O	SO <sub>3</sub>
Content	43.49	14.00	12.39	11.84	7.31	4.36	2.34	1.93	1.27	0.52
Ingredient	ZrO <sub>2</sub>	SrO	MnO	BaO	Cl	NiO	ZnO	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Rb <sub>2</sub> O	Sc <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Content	0.12	0.12	0.11	0.06	0.06	0.03	0.02	0.01	0.01	0.0044

原矿中含Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 11.84%, TiO<sub>2</sub> 4.36%, Sc<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 44 g/t, X射线衍射分析表明原矿除了含有极少量的钛铁矿、磁赤铁矿外,其他主要矿物为钠长石、钙长石、辉石、绿泥石、云母等。查阅文献<sup>[12,13]</sup>可知金属钪在钒钛磁铁矿尾矿中赋存不明显,主要集中在辉石类、长石类、角闪石和云母等矿石中。对原矿进行了富集钪探索试验,但富集效果并不明显,并且容易造成钪损失,由此确定采用强磁选铁钛的磁选尾矿直接作为提钪原矿。

### 1.2 试验方法

现有研究<sup>[12-13]</sup>表明原矿中金属钪主要存在于辉石类、长石类矿物中,钪极易取代铁、铝等主要元素,即金属钪是以类质同象的形式存在于辉石类矿物中,这就造成采用传统的选矿方法无法高效率富集钪。本文欲采用焙烧的方法,在焙烧助剂与高温的双重作用下破坏辉石类、长石类矿物结构,使得矿物层间结构中的金属钪被释放出来,当用酸浸出时可以进入浸出液,以达到回收钪的目的。具体试验流程为:将原矿与焙烧助剂充分混合均匀后加水制粒再干燥,干燥后的矿粒进行焙烧,烧渣再以酸液浸出,得到浸出液与浸出渣,通过考察浸出液中的钪含量来表征原矿中钪的浸出率,由此确定试验条件。

试验过程中使用的主要仪器设备为:荷兰PANalytical公司产Axios X-射线荧光光谱仪与XPert pro X-射线衍射仪、英国Thermo Fisher Scientific公司产ICAP6500电感耦合等离子发射光谱仪、德国Carl zeissNTS GmbH公司产Ultra55高分辨冷场发射扫描显微镜分析系统、上海实研电炉有限公司产SXW-8-16型程控电炉(≤1200℃)、邦西仪器科技(上海)有限公司产SHZ-D(III)型循环水真空泵、黄石市恒丰医疗器械有限公司产8FG-01B型电热恒温鼓风干燥箱。

## 2 结果与讨论

### 2.1 氯化焙烧

已有文献表明<sup>[14-16]</sup>, 对于白云鄂博稀选尾矿和包头稀土尾矿中的钪资源, 采用添加氯化剂在一定条件下焙烧, 焙烧矿在酸性条件下浸出, 可以获得较高的钪浸出率。笔者将此法运用至本试验中, 探索钪钽磁铁矿尾矿中钪资源的提取回收工艺条件。

以 NaCl、CaCl<sub>2</sub>、KCl、MgCl<sub>2</sub> 作为氯化剂, 探究氯化剂种类、用量、焙烧温度、焙烧时间等因素对钪浸出的影响。

#### 2.1.1 氯化剂种类与焙烧温度对钪浸出的影响

氯化焙烧即以氯化剂提供氯离子, 在高温条件下, Sc<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 与氯离子结合生成 ScCl<sub>3</sub><sup>[10]</sup>。每种氯化剂因物化性质不同, 氯化焙烧造成的结果必定也有所区别。氯化焙烧试验流程: 原矿与占矿重 10% 的氯化剂混合均匀, 加水制粒烘干后焙烧 90 min, 烧渣用 6 mol/L 盐酸、在液固比 R=5:1、水浴 80 °C 保温

的条件下浸出 120 min, 试验结果见图 2。

根据图 2 中的数据可知, 添加氯化剂后钪的浸出率均超过 30%, 并且随着焙烧温度的提高, 钪浸出率有所增加。但当焙烧温度超过 900 °C 后, 浸出率反而下降, 这是因为温度过高导致过烧, 烧渣形成难以破碎的块状体甚至玻璃体。以 MgCl<sub>2</sub> 做氯化剂的实验组浸出率相对较高, 并且在焙烧温度 900 °C 时达到最高, 浸出率为 43.32%, 浸出渣钪含量为 19.37 g/t, 推测认为高温条件下 MgCl<sub>2</sub> 中 Mg<sup>2+</sup> 可以和原矿中的镁一同与矿石发生反应, 降低原矿的熔融温度, 由此导致该试验组释放出更多的钪, 所以浸出率略高于其他试验组<sup>[10]</sup>。综合考虑选择 MgCl<sub>2</sub> 作为焙烧选钪原矿的氯化剂。

#### 2.1.2 氯化镁用量对钪浸出的影响

因原矿中含有 Ca<sup>2+</sup>、Al<sup>3+</sup>、Na<sup>+</sup> 等可被氯化的金属离子, 若是氯化剂用量过少, 那么 ScCl<sub>3</sub> 的产量也会相应减少, 导致浸出率过低; 但用量过大, 又会造成药剂浪费, 增加成本, 因此, 有必要考察氯化剂用量对钪浸出过程的影响。

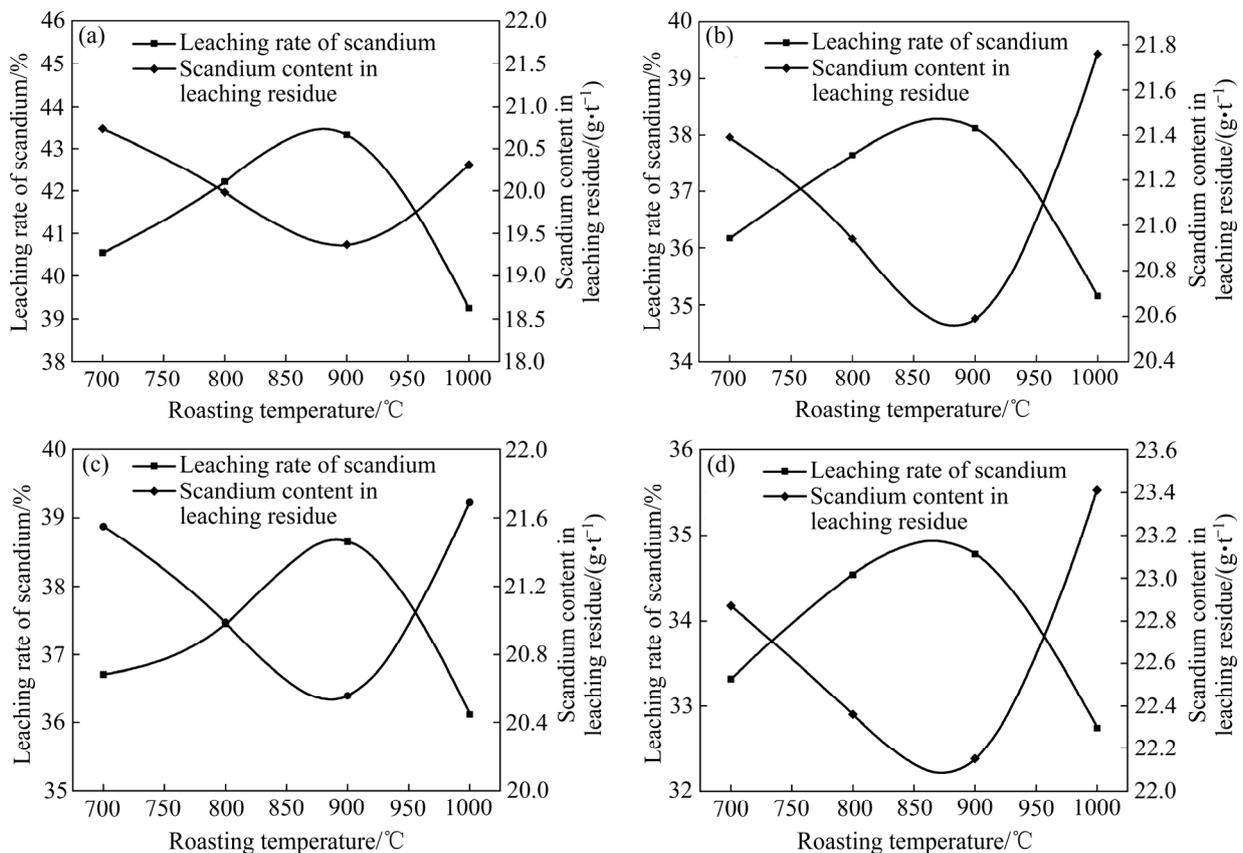


图 2 氯化剂种类与焙烧温度对钪浸出的影响

Fig. 2 Effect of chlorination agent and roasting temperature on scandium leaching: (a) MgCl<sub>2</sub> experimental group; (b) NaCl experimental group; (c) KCl experimental group; (d) CaCl<sub>2</sub> experimental group

为考察氯化镁用量对钪浸出的影响,进行了相关试验,试验流程为:将  $MgCl_2$  与原矿混合均匀加水制粒烘干后,在  $900\text{ }^\circ\text{C}$  条件下焙烧  $90\text{ min}$ ,烧渣用  $6\text{ mol/L}$  盐酸,在液固比  $R=5:1$ 、水浴  $80\text{ }^\circ\text{C}$  保温的条件下浸出  $150\text{ min}$ ,测定钪浸出率,考察  $MgCl_2$  用量对钪浸出率的影响,试验结果见图 3。

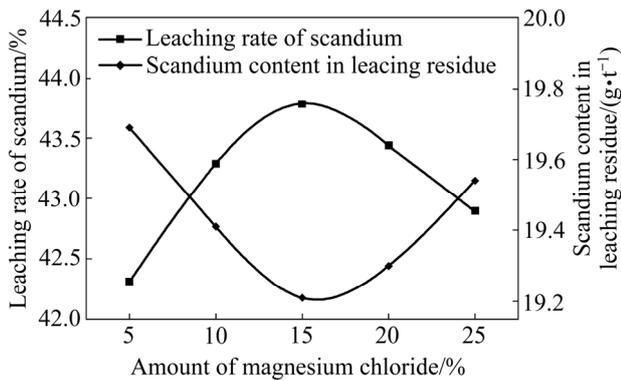


图 3 氯化镁用量对钪浸出的影响

Fig. 3 Effect of magnesium chloride content on scandium leaching

根据图 3 可知,随着氯化镁用量增加,钪的浸出率也随之增加,但当氯化镁用量超过 15% 后,钪浸出率开始下降。由此确定氯化焙烧浸出钪氯化镁最佳用量为 15%,此时钪浸出率为 43.79%,浸出渣

钪含量为  $19.21\text{ g/t}$ 。

由此可以得出,采用氯化焙烧浸出钪的方案难以将尾矿中的钪浸出,此法对于稀土尾矿效果明显,但针对钒钛磁铁矿尾矿选钪却有所限制。究其原因,本试验所使用的原矿中钪含量相对稀土尾矿更低,在氯化钪的同时将钠、镁、铝、钙等也一并氯化,从而导致浸出作业时其余氯盐包覆于烧渣表面,阻碍钪的浸出<sup>[19-20]</sup>。

## 2.2 碱分解焙烧

文献表明<sup>[11, 13, 21]</sup>钒钛磁铁矿尾矿中的钪存在于脉石层间架构中,为提高钪浸出率,首先需要破坏硅酸盐的稳定结构。由此,本文采用  $Na_2CO_3$  与尾矿混合焙烧,利用其强碱性在高温条件下与硅酸盐反应,以达到破坏矿石结构的目的。

### 2.2.1 碳酸钠用量与焙烧温度对钪浸出的影响

考察碳酸钠用量时引入碱矿比的概念:碳酸钠用量与矿重的比值(以下称碱矿比)。该组试验的试验流程为:在原矿中混入不同配比的碳酸钠,磨细后加水制粒烘干,在不同温度下焙烧  $120\text{ min}$ ,烧渣采用  $6\text{ mol/L}$  盐酸、在液固比  $R=5:1$  的条件下浸出  $90\text{ min}$ ,测定钪浸出率,试验结果见表 2。

表 2  $Na_2CO_3$  用量与焙烧温度对钪浸出的影响

Table 2 Effect of  $Na_2CO_3$  dosage and roasting temperature on scandium leaching

Alkali and mine ratio	Roasting temperature/ $^\circ\text{C}$	Form of roasted ore	Leaching rate of scandium/%
0.25	800	Loose and porous	37.90
	850	Loose and porous	42.21
	900	Loose and porous	45.35
	950	Caking	42.56
	1000	Slightly melted	40.64
0.35	800	Loose and porous	39.56
	850	Loose and porous	45.46
	900	Loose and porous	51.81
	950	Caking	51.68
	1000	Slightly melted	49.27
0.45	800	Loose and porous	46.44
	850	Loose and porous	52.31
	900	Loose and porous	59.78
	950	Caking	58.84
	1000	Slightly melted	56.46
0.55	800	Loose and porous	47.35
	850	Loose and porous	49.64
	900	Caking	55.78
	950	Slightly melted	52.47
	1000	Vitreous body	Unable to leaching

由表2可知, 同一焙烧温度条件下, 随着碳酸钠用量的增加, 钪浸出率也增加, 但碳酸钠用量过多, 反而出现了浸出率下降的现象。综合考察了焙烧温度与碱矿比之间的关系, 发现碱矿比为0.45时对焙烧浸出钪较为有利。固定碱用量, 在不同温度下焙烧浸出, 可知在一定温度范围内, 随着焙烧温度的升高, 钪浸出率也随之增加, 当温度达到1000℃, 钪浸出率快速下降。分析认为, 随着碱用量的增加, 选钪原矿中的辉石等脉石矿物被破坏的量也有所增加, 把更多的钪从矿物层间结构中释放出来, 并且随着焙烧温度的升高, 脉石矿物的结构也越容易被破坏, 从而钪浸出率也提高; 但用碱过量, 造成烧渣在较低温度即出现熔融现象, 温度过高, 使得脉石矿物直接向玻璃体转化, 破碎相当困难, 恶化浸出环境, 进而降低钪浸出率。因此, 确定碱矿比为0.45, 焙烧温度为900℃, 此时钪浸出率为59.78%。

### 2.2.2 焙烧时间对钪浸出率的影响

焙烧时间同样也会影响碱分解效果, 考察焙烧时间对钪浸出影响的试验流程为: 在碱矿比0.45的比例下将两者混合均匀, 加水制粒烘干后, 于焙烧温度900℃条件下焙烧不同时间, 烧渣用6 mol/L盐酸、在液固比 $R=5:1$ 的条件下浸出90 min, 测定钪浸出率及浸出渣钪含量, 试验结果见图4。

据图4可知, 合理的焙烧时间对于钪浸出至关重要, 焙烧时间为2 h时, 钪的浸出率达到最大, 浸出率为59.81%, 浸出渣钪含量12.92 g/t, 说明碱分解焙烧在1~2 h内基本完成, 过长的焙烧时间使得矿粒出现熔融现象, 反而会降低浸出率。因此, 确定碱焙烧时间为2 h。

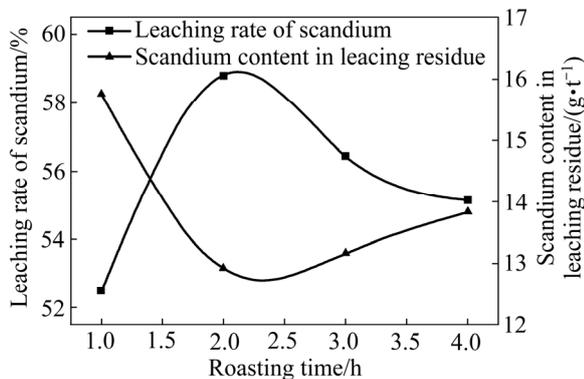


图4 焙烧时间对钪浸出的影响

Fig. 4 Effect of roasting time on scandium leaching

### 2.2.3 浸出酸浓度对钪浸出率的影响

酸用量对钪浸出率有较大影响, 考察酸用量对钪浸出影响的试验流程为: 在碱矿比0.45的比例下将两者混合均匀, 加水制粒烘干后, 于焙烧温度900℃条件下焙烧2 h, 烧渣用不同浓度盐酸在液固比 $R=5:1$ 的条件下浸出90 min, 测定钪浸出率及浸出渣钪含量, 试验结果见图5。

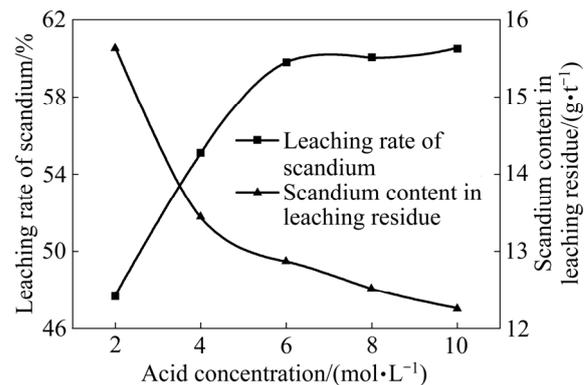


图5 酸浓度对钪浸出的影响

Fig. 5 Effect of acid concentration on scandium leaching

根据图5结果可以得到, 浸出过程对酸浓度的依赖性较大, 一定范围内增加浸出酸浓度, 可大幅提高钪浸出率。图示表明, 当酸浓度超过6 mol/L后, 继续提高酸浓度, 钪浸出率小幅增加。考虑到经济性问题, 确定浸出酸浓度为6 mol/L, 此时钪浸出率为59.79%, 浸出渣钪含量12.87 g/t。

### 2.2.4 浸出时间对钪浸出率的影响

加碱高温焙烧使得大部分钪从辉石层间结构中释放出来, 再以盐酸浸出, 即可将钪转化为可溶性氯盐 $\text{ScCl}_3$ 进入溶液中, 浸出时间将在一定程度上影响钪的转化量。

试验流程: 在碱矿比0.45的比例下将两者混合均匀, 加水制粒烘干后, 于焙烧温度900℃条件下焙烧2 h, 烧渣用6 mol/L盐酸、在液固比 $R=5:1$ 的条件下浸出不同时间, 测定钪浸出率及浸出渣钪含量, 试验结果见图6。

据图6可知, 在将钪从辉石类、长石类矿物结构中释放出来的前提下, 适当延长浸出时间, 可以提高钪浸出率, 当浸出时间为120 min时, 钪浸出率为61.48%, 浸出渣钪含量12.32 g/t, 浸出时间为

150 min 时, 钪浸出率为 61.59%, 浸出渣钪含量 12.32 g/t, 二者差距较小, 浸出时间达到 180 min 后, 钪浸出率反而有所下降。这是由于整个浸出环境为强酸性, 该条件下会溶解部分矿粒表面, 随着浸出时间的加长, 被溶解的矿粒增多, 使得浸出液浓度增加, 溶解下来的部分矿渣将会附着于矿粒表面, 阻碍酸液与矿粒内部的反应; 并且溶解下来细小的矿粒极易发生团聚, 将部分浸出液包裹住, 这便使得部分浸出液难以从浸出渣中冲洗下来, 从而导致浸出时间增加, 钪的浸出率反而减小。由此可以确定, 浸出时间定位 120 min 较为合适。

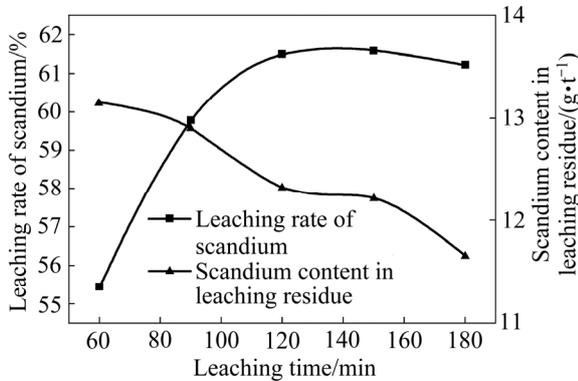


图6 浸出时间对钪浸出的影响

Fig. 6 Effect of leaching time on scandium leaching

### 2.2.5 浸出液固比对钪浸出率的影响

浸出过程中, 矿浆液固比的大小将直接影响矿物颗粒表面与酸接触面积, 合理的液固比也是高浸出率的影响因素之一。

试验流程: 在碱矿比 0.45 的比例下将两者混合均匀, 加水制粒烘干后, 于焙烧温度 900 °C 条件下焙烧 2 h, 烧渣用 6 mol/L 盐酸、在不同液固比的条件下浸出 120 min, 测定钪浸出率及浸出渣钪含量, 试验结果见图 7。

试验过程中发现, 较低的液固比将导致矿浆呈现出胶状, 失去流动性, 无法进行浸出作业。据图 7 可知, 增加液固比, 可显著提高钪浸出率, 但当液固比超过 5:1 后, 浸出率变化不大, 此因素不再是影响浸出率的关键因素, 由此确定浸出作业液固比为 5:1, 此时钪浸出率为 61.5%, 浸出渣钪含量 12.29 g/t。为提高浸出率, 将一次浸出渣在相同条件下再次浸出, 计算综合浸出成果。

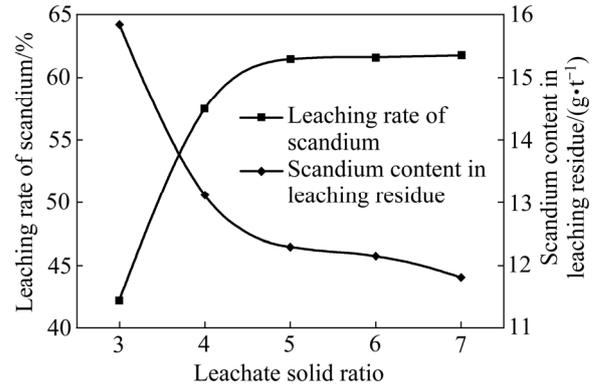


图7 浸出液固比对钪浸出的影响

Fig. 7 Effect of liquid-solid ratio on scandium leaching

### 2.2.6 碱分解焙烧-浸出提取钪综合试验

本文探索了碱分解焙烧-二次浸出钪钛磁铁矿尾矿中的钪资源, 得到了提取过程中的主要工艺参数, 为验证分离指标的稳定性, 在碱矿比 0.45, 焙烧温度 900 °C 条件下焙烧 2 h, 烧渣用 6 mol/L 盐酸、在液固比为  $R=5:1$  的条件下两段浸出共 240 min, 重复 3 次, 测定钪浸出率及浸出渣钪含量, 结果见表 3 所示。

根据表 3 易知, 三次试验的钪浸出率与浸出渣中钪含量变化较小, 即碱分解焙烧-浸出综合条件较为稳定。三次作业钪浸出率平均值为 84.32%, 浸出渣钪含量 8.67 g/t。

表3 综合条件试验

Table 3 Comprehensive condition test

Repeat times	Leaching rate of scandium/%	Scandium content in leaching residue/(g·t <sup>-1</sup> )
1	84.29	8.79
2	84.37	8.59
3	84.31	8.63
Average	84.32	8.67

### 2.2.7 浸出渣分析

原矿经碱分解焙烧-浸出工艺, 可将原矿中大部分的钪转移到液相中。为查明浸出渣中化学组成与矿物形态, 分析了浸出渣的化学成分, 结果见表 4; 浸出渣的 X 射线衍射分析结果见图 8; 原矿与浸出渣的扫描电镜图、能谱分析结果见图 9。

对比原矿与浸出渣的化学成分变化, 可以得出

矿物中硅含量基本不变, 钙、铝、铁、镁、钛等金属离子有不同程度的减少,  $Sc_2O_3$  含量也明显减少。浸出渣的 X 射线衍射分析结果表明图谱中存在  $NaCl$ 、 $CaTiO_3$ 、 $Fe_2O_3$  的谱峰, 而原矿中的长石类、辉石类、角闪石等硅铝酸盐矿物物象谱峰消失, 由此可以说明原矿中存在的载钪矿物物象已被破坏, 存在于矿物层间结构中的钪离子被释放出来, 具备了与酸液反应生成  $ScCl_3$  的条件。对比原矿与浸出渣的扫描电镜图可以明显看出原矿表面较为光滑平整, 而浸出渣颗粒已经严重腐蚀, 矿石结构已被破坏, 这与浸出渣的 X 射线衍射分析结果相吻合。原矿的能谱分析中能够清楚见到金属钪的谱峰, 而浸出渣的能谱分析却难以找到金属钪的谱峰, 由此

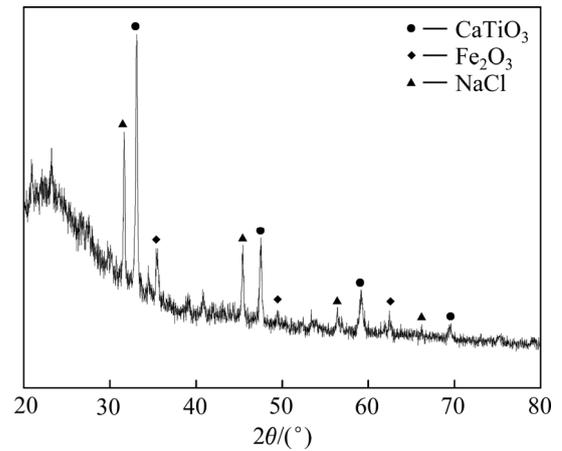


图 8 浸出渣的 X 射线衍射分析结果

Fig. 8 X-ray diffraction analysis result of leaching residue

表 4 浸出渣化学成分分析

Table 4 Chemical composition analysis of leaching residue

Ingredient	$SiO_2$	$TiO_2$	$CaO$	$Cl$	$Fe_2O_3$	$Na_2O$	$Al_2O_3$	$MgO$	$P_2O_5$
Content	77.00	6.56	5.75	4.26	2.56	1.26	0.92	0.63	0.38
Ingredient	$ZrO_2$	$SO_3$	$K_2O$	$SrO$	$MnO$	$Nb_2O_5$	$ZnO$	$Y_2O_3$	$Sc_2O_3$
Content	0.29	0.15	0.11	0.06	0.04	0.02	0.01	0.01	0.0009

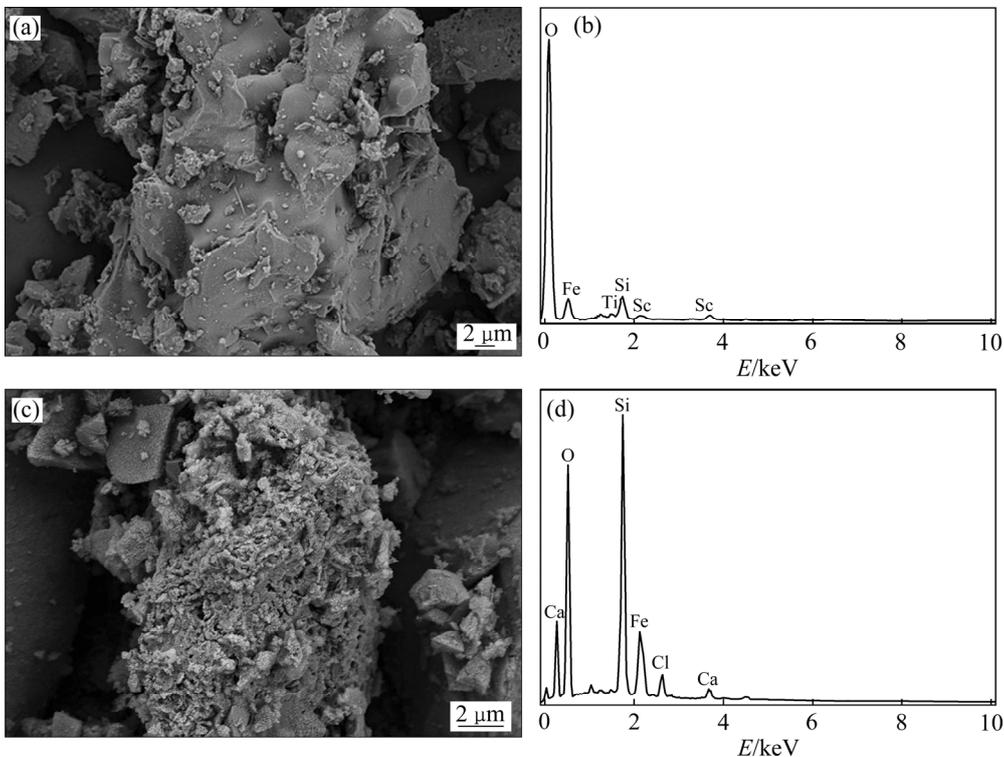


图 9 原矿与浸出渣的扫描电镜图与能谱分析结果

Fig. 9 Scanning electron micrograph and energy spectrum analysis result of raw ore and leaching residue: (a) Raw ore; (b) Leaching residue

说明原矿经碱分解焙烧-浸出后, 大部分的金属钪已经从矿石结构中转移至浸出液内, 验证了碱分解焙烧-浸出钪方案的可行性。

### 3 结论

1) 钒钛磁铁矿尾矿除铁钛后含钪 44 g/t, 原矿中除了少量的钛铁矿与磁赤铁矿以外, 主要成分为钠长石、钙长石、辉石、绿泥石、云母等。针对这一原矿, 本文尝试了氯化焙烧-浸出与碱分解焙烧-浸出两种工艺进行提钪, 结果发现两种方法均能一定程度浸出钪, 但后者效果较好。

2) 通过条件试验得出, 碱分解焙烧-浸出具体工艺条件为: 在碱矿比 0.45, 焙烧温度 900 °C 条件下焙烧 2 h, 烧渣用 6 mol/L 盐酸在液固比为 5:1 的条件下两段浸出, 每段浸出 120 min, 总共可获得钪浸出率为 84.32%, 浸出渣钪含量为 8.67 g/t 的指标。

3) 浸出渣化学成分分析表明, 原矿中的金属元素有不同程度的溶解, 但浸渣中硅含量基本不变。物相分析表明, 浸出渣中未出现长石类、辉石类等矿物的特征峰, 说明经碱分解焙烧-浸出工艺, 可以破坏矿石中硅酸盐的晶型结构, 使得金属钪有被转移至浸出液的条件, 从而获得较好的选矿指标。

### REFERENCES

- [1] 汪镜亮. 钪的提取和回收[J]. 矿产综合利用, 1995(3): 35-42.  
WANG Jing-liang. Extraction and recovery of scandium[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 1995(3): 35-42.
- [2] 郑明贵, 陈艳红. 世界稀土资源供需现状与中国产业政策研究[J]. 有色金属科学与工程, 2012, 3(4): 70-74.  
ZHENG Ming-gui, CHEN Yan-hong. Supply and demand of global rare earth resources and China's rare earth industry policy[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering 2012, 3(4):70-74.
- [3] 王普蓉, 戴惠新, 高利坤, 等. 钪的回收及提取现状[J]. 稀有金属, 2012, 36(3): 501-506.  
WANG Pu-rong, DAI Hui-xin, GAO Li-kun, et al. Status of scandium recovery and extraction[J]. Chinese Journal of Rare Metals, 2012, 36(3): 501-506.
- [4] 陈哲海. 钒钛磁铁矿中微量钪的测定[J]. 矿冶工程, 1990(3): 54-56.  
CHEN Zhe-hai. The determination of microamounts of scandium in vanadous titanomagnetite[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 1990(3): 54-56.
- [5] 柯家骏. 湿法冶金提钪的进展[J]. 稀有金属, 1987(5): 372-376.  
KE Jia-jun. Progress in extracting scandium by hydrometallurgy[J]. Chinese Journal of Rare Metals, 1987(5): 372-376.
- [6] 刘召波. 高铁赤泥中钪钠选择性分离提取工艺基础研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2017.  
LIU Zhao-bo. Metallurgical process for selective leaching and extraction of scandium and sodium from iron rich bauxite residue[D]. Beijing: University Of Science & Technology Beijing, 2017.
- [7] 张邦安. 从钨、锡、铀、钛、铝、锆等矿物原料中提取钪(综述)[J]. 湿法冶金, 1989(3): 38-41.  
ZHANG Bang-an. Extracting scandium from minerals such as tungsten, tin, uranium, titanium, aluminum, and zirconium (review) [J]. Hydrometallurgy of China, 1989(3): 38-41.
- [8] 柯家骏, 陆正亚, 涂桃枝, 等. 从钛氯化烟尘中提取氧化钪的研究[J]. 稀有金属, 1983(2): 1-6.  
KE Jia-jun, LU Zheng-ya, TU Tao-zhi, et al. Study on extracting scandium oxide from titanium chloride fume[J]. Chinese Journal of Rare Metals, 1983(2): 1-6.
- [9] WNAG Wei-wei, PRANOLO Y, CHENG Chu-yong. Metallurgical processes for scandium recovery from various resources: A review[J]. Hydrometallurgy, 2011, 108(1): 100-108.
- [10] 肖军辉, 施哲, 陈金花. 含钪钛矿石氯化焙烧-浸出分离钪研究[J]. 稀土, 2015, 36(2): 21-28.  
XIAO Jun-hui, SHI Zhe, CHEN Jin-hua. Study on separation of scandium from scandium-containing titanium ore by chlorination roasting-leaching[J]. Chinese Rare Earths, 2015, 36(2): 21-28.
- [11] 余宗华, 毛建军, 徐 舜. 攀枝花含钪钛尾矿分解试验研究[J]. 矿冶, 1999(1): 54-57.  
SHE Zong-hua, MAO Jian-jun, XU Shun. Study on decomposition of Panzhihua electrostatic separation tailings of V-Ti-Sc magnetite tailings[J]. Mining and Metallurgy, 1999(1): 54-57.

- [12] 黄霞光, 罗国清, 李亚平. 攀西钒钛磁铁矿中钪的赋存状态研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2016(6): 1-4.  
HUANG Xia-guang, LUO Guo-qing, LI Ya-ping. Study on the occurrence state of scandium in Panxi vanadium-titanium magnetite[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section), 2016(6): 1-4.
- [13] 张宗华, 张桂芳. 选钛尾矿分选钪实验研究[J]. 中国矿业, 2003(11): 36-38.  
ZHANG Zong-hua, ZHANG Gui-fang. Study on test of separating scandium from tailing of titanium separation[J]. China Mining Magazine, 2003(11): 36-38.
- [14] 马升峰. 白云鄂博稀选尾矿中钪的提取工艺研究[D]. 呼和浩特: 内蒙古大学, 2012.  
MA Sheng-feng. Study on extraction technology of scandium from the Bayanobo tailings[D]. Huhehot: Inner Mongolia University, 2012.
- [15] 魏彤彤. 从包头稀土尾矿中提取有价值组分钪的研究[D]. 沈阳: 东北大学, 2017.  
WEI Tong-tong. Extraction of valuable scandium component from Baotou rare earth tailings[D]. Shenyang: Northeastern University, 2017.
- [16] 李梅, 耿金龙, 高凯, 等. 白云鄂博尾矿中钪的浸出及铌富集物制备工艺研究[J]. 稀土, 2017, 38(5): 111-119.  
LI Mei, GENG Jin-long, GAO Kai, et al. Study on technology for leaching of scandium and preparation of niobium[J]. Chinese Rare Earths, 2017, 38(5): 111-119.
- [17] 高峰, 马永静.  $Mg^{2+}$ 和  $Na^+$ 对高熔点煤灰熔融性的影响[J]. 燃料化学学报, 2012, 40(10): 1161-1166.  
GAO Feng, MA Yong-jing. Study on the effect of  $Mg^{2+}$  and  $Na^+$  on the fusibility of coal ash with high ash fusion point[J]. Journal of Fuel Chemistry and Technology, 2012, 40(10): 1161-1166.
- [18] 范浩杰, 何柯佳, 刘俊杰, 等. 镁基助熔剂对高灰熔点煤灰熔融影响的机理[J]. 动力工程学报, 2015, 35(1): 19-24.  
FAN Hao-jie, HE Ke-jia, LIU Jun-jie, et al. Mechanism study on the effect of magnesium-based flux on the fusibility of coal ash with high fusion point[J]. Chinese Journal of Power Engineering, 2015, 35(1): 19-24.
- [19] 毛建军, 范剑琴, 余宗华. 攀枝花选钛尾矿提钪工艺的研究[J]. 矿冶工程, 1996(4): 48-52.  
MAO Jian-jun, FAN Jian-qin, SHE Zong-hua. Scandium extraction from Panzhihua titanium tailing[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 1996(4): 48-52.
- [20] 林维聪, 温涛, 刘起明, 等. 从广西某钒钛磁铁矿选钛尾矿中回收钪的试验研究[J]. 矿产综合利用, 1986(2): 16-19.  
LIN Weri-cong, WEN Tao, LIU Qi-ming, et al. Experimental research on recovery of scandium from titanium tailings of a vanadium-titanium magnetite mine in Guangxi[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 1986(2): 16-19.
- [21] 张宗华, 庄故章. 用萃取法从攀枝花选钛尾矿中提钪[J]. 稀土, 1999(3): 25-28.  
ZHANG Zong-hua, ZHUANG Gu-zhang. Extracting  $Sc_2O_3$  from tails of separating Ti in Panzhihua[J]. Chinese Rare Earths, 1999(3): 25-28.

## Extraction of scandium from a Sc-bearing V-Ti magnetite tailings using roasting and leaching

PENG Yang<sup>1</sup>, DING Wei<sup>1</sup>, CHEN Tao<sup>1</sup>, ZOU Kai<sup>1</sup>, XIAO Jun-hui<sup>1,2,3,4</sup>

- (1. School of Environment and Resources, Southwest University of Science and Technology, Mianyang 621010, China;
2. Sichuan Engineering Laboratory of Non-Metallic Mineral Powder Modification and High-Value Utilization, Southwest University of Science and Technology, Mianyang 621010, China;
3. Key Laboratory of Sichuan Province for Comprehensive Utilization of Vanadium and Titanium Resources, Panzhihua, 617000, China;
4. Key Laboratory of Ministry of Education for Solid Waste Treatment and Resource Recycle, Southwest University of Science and Technology, Mianyang 621010, China)

**Abstract:** The vanadium-titanium magnetite tailings in Panxi area were magnetically separated to obtain the magnetic separation tailings. The magnetic separation tailings contain a very small amount of ilmenite and magnetite, but other main minerals are sodium feldspar, calcium feldspar, pyroxene, chlorite and mica, etc.  $\text{Sc}_2\text{O}_3$  content in the magnetic separation tailings is 44 g/t. At present, there are few studies on the recovery of scandium metals from vanadium-titanium magnetite tailings. This study compares the scandium extraction effects of two kinds of scandium extraction processes of chlorination roasting-leaching and alkali melt roasting-leaching. Finally, it is concluded that alkali decomposition roasting-leaching scheme is more suitable for recovering scandium from Panxi vanadium titanium magnetite tailings. The specific process conditions are: under the condition that the amount of alkali accounts for 45% of the mineral weight, and the roasting temperature was 900 °C for 2 h, roasting slag is leached twice with hydrochloric acid at a liquid-solid ratio of 5:1, and the total leaching time is 240min. At this time, the leaching rate of scandium is 84.32%, and the content of scandium in the leached slag is 8.67 g/t. The experimental scheme provides a technical scheme for extracting scandium resources from vanadium-titanium magnetite tailings, and lays the foundation for the recovery and utilization of scandium from scandium-containing minerals.

**Key words:** vanadium-titanium magnetite; tailings; roasting; leaching

**Foundation item:** Project (2018FZ0092) supported by Sichuan Science and Technology Program

**Received date:** 2020-06-10; **Accepted date:** 2020-11-30

**Corresponding author:** XIAO Jun-hui; Tel: ; E-mail: xiaojunhui33@163.com

(编辑 )