复杂铌-稀土多金属矿的焙烧—水浸试验研究

王桂硕[1,2,3],刘会武[1,2,3],刘忠臣[1,2,3],刘　康[1,2,3],梁耕宇[1,2,3],
程　浩[1,2,3],梁童雁[1,2],耿西林[1,2]

(1.中核矿业科技集团有限公司,北京　101149;
2.核工业北京化工冶金研究院,北京　101149;
3.铀资源探采与核遥感全国重点实验室,北京　101149)

摘要:研究了采用"浓硫酸低温焙烧—水浸"工艺提取铌精矿中的铌和稀土,考察了硫酸用量、焙烧温度、焙烧时间、水浸液固体积质量比、水浸时间、水浸温度等条件对铌和稀土浸出率的影响。结果表明,在硫酸用量 120%、焙烧温度 180 ℃、焙烧时间 4 h、水浸液固体积质量比 4∶1、水浸时间 4 h、水浸温度 25 ℃优化条件下,铌浸出率为 91.4%,稀土浸出率为 93.9%。该工艺能实现铌精矿中铌和稀土的高效提取。

关键词:铌;稀土;多金属矿;焙烧;浸出

中图分类号:TF803.21;TF841.6　　**文献标识码**:A　　**文章编号**:1009-2617(2026)02-0215-08

DOI:10.13355/j.cnki.sfyj.2026.02.011

铌和稀土是重要的战略资源,在超导材料、航空航天、军事设备等领域中具有不可替代的地位,是现代国家工业体系和国家安全必需的原材料[1-3]。铌是典型的稀有金属,在地壳中分布较为分散,极少以单一元素形式存在,通常与其他元素共生,主要富集在铌铁矿和烧绿石等矿物中[4-6]。我国内蒙古、山西、云南等地存在丰富的稀土稀有共伴生多金属资源,其中铌、稀土等主要有价元素赋存于多种矿物中。由于矿物间嵌布关系复杂,导致解离和选矿分离困难,存在难分解、难浸出的问题[7]。

目前,针对复杂铌-稀土多金属共伴生矿分离提取已有大量相关研究,主要工艺包括酸浸法、浓酸焙烧法、焙烧活化法等[8-9]。采用酸浸法从复杂多金属矿中综合回收稀土、铌、钛时,稀土浸出率达 85%,铌浸出率为 75%,但有价元素浸出率不高[10]。浓酸焙烧法、焙烧活化法多遵循"湿法浸出(或酸化)—焙烧(或焙烧活化)—二次浸出"的工艺路径。采用"硫酸焙烧—水浸"工艺处理含稀土与铌的尾矿时,稀土和铌浸出率也不十分理想,分别为 83.3%、75.9%[11]。采用"浓酸浸出—助剂焙烧—酸浸"工艺处理白云鄂博尾矿时,稀土和铌浸出率或富集率较高,但存在试剂消耗高、工艺条件苛刻、环境污染风险大等问题[12-13]。采用"酸化浸出—焙烧磁选(或氯化钙高温焙烧活化)—硫酸浸出"工艺处理复杂稀有金属矿时,存在酸耗大、能耗高、工艺流程复杂等问题[14-15]。

试验以复杂铌-稀土多金属矿为研究对象,采用"浓硫酸低温焙烧—水浸"工艺提取其中的稀土和铌,为达到提高矿石分解效率、降低酸耗目的,首先分析了矿石矿物组成及矿物间嵌布关系,并在此基础上界定了矿石浓酸焙烧分解反应条件。之后考察了酸用量、焙烧温度、焙烧时间、水浸液固体积质量比、水浸温度和时间等稀土和铌浸出率的影响,确定了最佳的工艺条件,以期为复杂稀有稀土多金属矿中有价金属的经济、高效提取提供一种可选择的技术方案。

1　试验部分

1.1　试验原料、试剂及设备

矿石样品:内蒙古某铌-稀土共伴生多金属矿

收稿日期:2025-11-03;**修订日期**:2025-12-23

基金项目:核技术研发科研项目资助(HNKF202206(48))。

第一作者简介:王桂硕(1994—),男,硕士,工程师,主要研究方向为湿法冶金。

原矿石经磁选和浮选后得到的铌精矿，球磨至粒度为－325 目占 90％以上，D_{50} 为 20 μm，D_{90} 为 40 μm。矿石样品的 X-荧光多元素分析结果见表 1。可以看出：铌精矿中 Nb_2O_5 质量分数为 6.22％，Ta_2O_5 质量分数较低，为 0.30％；其他有价元素中，REO 质量分数为 3.75％，ZrO_2 质量分数为 5.34％；其他杂质金属中，Fe_2O_3 质量分数为 33.92％，TiO_2 质量分数为 16.52％，杂质含量较高。由铌精矿的主要成分化学分析结果（表 2）可知，铌精矿中铁、钛等含量均较高，而稀土和铌含量均较低。

经 AMICS 矿物自动定量分析结果（图 1(a)）可知，铌精矿主要由钛铁矿、赤铁矿、铌铁矿及少量脉石矿物组成。由铌精矿的 XRD 图谱（1(b)）可知，其衍射峰与 $TiFeO_3$ 的标准卡片 PDF＃47-0465、$(Mn,Fe)Nb_2O_6$ 的标准卡片 PDF＃45-1360、Fe_2O_3 的标准卡片 PDF＃39-1346 和 ZrO_2 的标准卡片 PDF＃37-0031 基本吻合，表明铌精矿中存在上述物相。

表 1 铌精矿的 X-荧光多元素分析

Table 1 X-ray fluorescence multi-element analysis of niobium concentrate ％

Nb_2O_5	Ta_2O_5	REO	ZrO_2	HfO_2	Fe_2O_3
6.22	0.30	3.75	5.34	0.13	33.92
SiO_2	TiO_2	Na_2O	Al_2O_3	CaO	ZnO
23.04	16.52	4.77	0.54	0.35	0.67
MnO	SnO_2	PbO	K_2O	SO_3	MgO
3.16	0.26	0.28	0.05	0.03	0.06

表 2 铌精矿的主要成分化学分析

Table 2 Chemical analysis of main components of niobium concentrate ％

Nb	REO	Fe	Ti	Zr	Ta	SiO_2
3.64	4.53	22.60	5.53	3.22	0.12	34.00

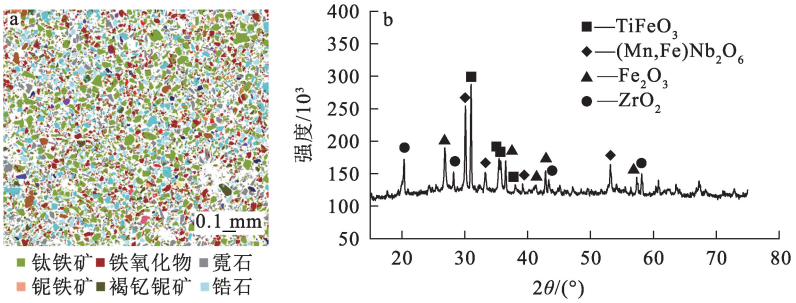


图 1 铌精矿的 AMICS(a)、XRD(b)分析结果

Fig. 1 Analysis results of AMICS (a) and XRD (b) of niobium concentrate

铌精矿的矿物组成见表 3。

表 3 铌精矿的矿物组成

Table 3 Mineral composition of niobium concentrate

矿物类型	矿物名称	占比/％
铌矿物	铌铁-铌锰矿	7.29
	褐钇铌矿	2.82
	易解石	0.33
	烧绿石	0.02
稀土矿物	褐帘石	0.58
	兴安石	0.10
	氟碳铈镧矿	0.02
锆矿物	锆石	9.58
其他金属矿物	钛铁矿	35.16
	赤铁矿	18.44
	钍石	0.68
脉石矿物		24.98

由表 3 看出：矿石中的铌矿物主要为铌铁-铌锰矿，其次为褐钇铌矿，另含少量易解石和烧绿石，褐钇铌矿、易解石和烧绿石中也含有 Y、Ce 等稀土元素，铌精矿中还含有少量兴安石、褐帘石、氟碳铈镧矿等稀土矿物；锆矿物主要为锆石，占比为 10％左右；矿石中钛铁矿占比较高，达 30％以上。

为推测拌酸焙烧过程中发生的反应及物相形态变化，从而确定反应条件范围及反应规律，对铌精矿铌矿物组成进行进一步分析。结果表明：铌铁-铌锰矿呈粒状，粒径集中分布在 20～60 μm，少量与其他金属矿物如赤铁矿、钛铁矿、硅铅锰矿等共生，是铌精矿中最主要的铌矿物，约 80％的铌元素分布在其中；褐钇铌矿粒径集中分布在 20～85 μm 之间，部分与独居石、石英、褐帘石等

矿物共生，是铌精矿中的次要铌矿物，约 15% 的铌元素分布在其中；易解石和烧绿石粒径分别为 40～80 μm 和 7～30 μm，常与褐帘石、赤铁矿、铌铁-铌锰矿等矿物共生，其中也含有少量铌元素。

试剂：浓硫酸（98%），分析纯，购自国药集团化学试剂公司。

设备：RX-12000 型马弗炉（西尼特（北京）科技有限公司），六联智能控温磁力搅拌水浴锅（常州市美特仪器制造有限公司），PL2002 型电子天平（梅特勒托利多科技（中国）有限公司），直联双极 2XZ 型真空泵（上海阳光泵业有限公司），XMQ-ϕ240×90 型锥形球磨机（山东屹盛重工科技有限公司），DHG-9240A 型鼓风干燥箱（青岛明博环保科技有限公司），Optima7000DV 型电感耦合等离子体发射光谱仪（ICP，美国 Perkinelmer 公司），PHS-3B 型 pH 计（瑞士 Mettler Toledo 公司），1800X 型 X 射线荧光光谱仪（XRF，日本 Shimadzu 公司），烧杯、量筒等玻璃仪器（四川蜀玻（集团）有限责任公司）。

1.2　试验原理

铌精矿原矿中稀土、铌、铀等元素大部分以微细颗粒分散于各种矿物中，形成复杂的包裹、交生嵌布关系，采用物理分选已经难以实现稀土、铌等元素的分离与富集，须采用其他手段破坏矿石内部稀土、铌与脉石和铁矿物的包裹和交生结构，才能实现稀土、铌等元素的分离与富集。因此，根据铌和稀土的溶解浸出特性，采用浓酸熟化焙烧法破坏矿物内部结构，使矿物成分充分暴露出来，进而使待提取元素在溶液中富集[16]。

从铌精矿所含铌矿物和稀土矿物的成分和含量可知，其主要反应为铌氧化物、稀土氧化物与浓硫酸之间的反应，如式（1）～（12）所示[17-18]。根据 ΔG-θ 关系（图 2）可知，反应式（1）～（10）在 25～600 ℃下均可发生，式（11）可在 300 ℃以上可发生，式（12）可在 800 ℃以上发生。这表明铌精矿与浓硫酸在低温焙烧条件下，能实现铌矿物、稀土矿物的分解。

铌矿物分解反应：

$$2FeNb_2O_6+8H_2SO_4\longrightarrow 2Nb_2O_3(SO_4)_2+Fe_2(SO_4)_3+SO_2\uparrow+8H_2O\uparrow \quad (1)$$

$$MnNb_2O_6+5H_2SO_4\longrightarrow MnSO_4+Nb_2O(SO)_4+5H_2O\uparrow \quad (2)$$

$$Nb_2O_5+3H_2SO_4\longrightarrow Nb_2O_2(SO_4)_3+3H_2O\uparrow \quad (3)$$

稀土矿物分解反应：

$$RE_2O_3+3H_2SO_4\longrightarrow RE_2(SO_4)_3+3H_2O\uparrow \quad (4)$$

$$2REFCO_3+3H_2SO_4\longrightarrow RE_2(SO_4)_3+2HF\uparrow+2CO_2\uparrow+2H_2O\uparrow \quad (5)$$

$$Y_2Be_2Si_2O_9+5H_2SO_4\longrightarrow Y_2(SO_4)_3+2BeSO_4+2SiO_2+5H_2O\uparrow \quad (6)$$

杂质矿物分解反应：

$$FeTiO_3+2H_2SO_4\longrightarrow TiOSO_4+FeSO_4+2H_2O\uparrow \quad (7)$$

$$CaF_2+H_2SO_4\longrightarrow CaSO_4+2HF\uparrow \quad (8)$$

$$4HF+SiO_2\longrightarrow SiF_4\uparrow+2H_2O\uparrow \quad (9)$$

$$Fe_2O_3+3H_2SO_4\longrightarrow Fe_2(SO_4)_3+3H_2O\uparrow \quad (10)$$

$$SiO_2+2H_2SO_4\longrightarrow H_2SiO_3+H_2O\uparrow+2SO_3\uparrow \quad (11)$$

$$H_2SiO_3\longrightarrow SiO_2+H_2O\uparrow \quad (12)$$

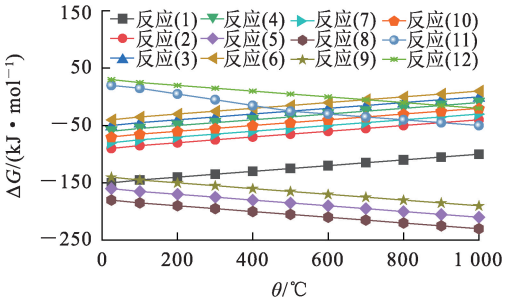


图 2　铌精矿分解反应的 ΔG-θ 关系

Fig. 2　ΔG-θ relationship diagram of decomposition reaction of niobium concentrate

1.3　试验方法

1.3.1　焙烧试验

每次称取 200 g 铌精矿置于烧杯中，加入一定量硫酸后搅拌一定时间；再将拌酸后的料浆转移至坩埚中，之后将坩埚置于马弗炉中，以 15 ℃/min 的速度升温至设定温度并保温一定时间；反应完成后取出坩埚拌酸熟料，冷却至室温，之后用球磨机研磨成粉末。焙烧试验中产生的尾气经过回收处理装置，在工业试验及生产时采用回转窑对尾气进行收集回收。

1.3.2　浸出试验

浸出试验在六联智能控温磁力搅拌水浴锅中

进行。首先将水浴锅预热至设定温度，取铌精矿拌酸熟料置于烧杯中，按照一定液固体积质量比加入水，随后将烧杯密封，设置搅拌转速和温度，当料浆达到设定温度后开始计时。浸出结束后，取出烧杯，将浸出矿浆用布氏漏斗进行固液分离，浸出渣用 50 g/L 硫酸溶液(洗涤液固体积质量比 1∶1)洗涤 2 次，并于 100 ℃的烘箱中干燥 12 h，称干渣质量并分析其化学组成，计算渣计有价金属浸出率，计算公式见式(13)。其中，Nb 和 REO 含量按照《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)进行测定。浸出液和洗水分别收集留存，用于后续研究。

$$\eta_B = \left(1 - \frac{m_1 w_{B1}}{m_0 w_{B0}}\right) \times 100\% \tag{13}$$

式中，η_B—渣计金属浸出率，%；m_0—焙烧浸出前矿石质量，g；w_{B0}—焙烧浸出前矿石中金属质量分数，%；m_1—浸出后矿石质量，g；w_{B1}—浸出渣中金属质量分数，%。

2 试验结果与讨论

2.1 浓酸焙烧酸用量对有价元素浸出率的影响

固定试验条件：焙烧温度 280 ℃，焙烧时间 4 h，水浸温度 25 ℃，水浸液固体积质量比 4∶1，水浸时间 4 h。在浓酸焙烧时，硫酸用量(相对矿石样品质量，下同)对有价元素浸出率的影响试验结果如图 3 所示。

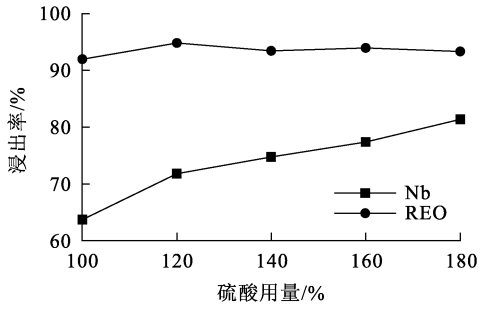


图 3 硫酸用量对有价元素浸出率的影响

Fig. 3 Effect of H_2SO_4 amount on leaching rates of valuable elements

由图 3 可知：稀土元素浸出率随硫酸用量增大而升高，当硫酸用量增至 120%时达最高，继续增大硫酸用量，稀土元素浸出率基本保持在 93%左右；铌浸出率随硫酸用量增大而升高，在硫酸用量增至 120%后，升幅变缓。铌精矿中铌、稀土等有价矿物与脉石、铁矿物互相嵌布，利用高浓度硫酸的溶浸性和腐蚀性可提高矿石分解效率。基于铌精矿中矿物与硫酸反应机制(式(1)～(6))可知，须在硫酸过量条件下，才能使铌铁-铌锰矿、褐钇铌矿、兴安石及氟碳铈镧矿等有价矿物被其分解，从而提高铌、稀土元素浸出率。因此，综合考虑铌精矿中各元素浸出率，焙烧时选择适宜的硫酸用量为 120%。

2.2 焙烧温度对有价元素浸出率的影响

固定试验条件：硫酸用量 120%，焙烧时间 4 h，水浸温度 25 ℃，水浸液固体积质量比 4∶1，水浸时间 4 h。焙烧温度对有价元素浸出率的影响试验结果如图 4 所示。

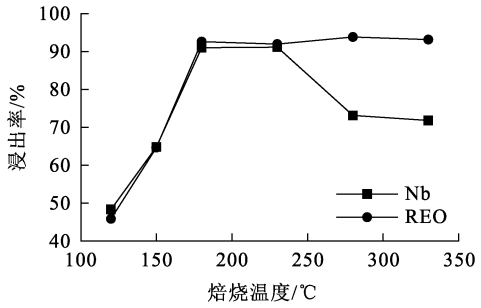


图 4 焙烧温度对有价元素浸出率的影响

Fig. 4 Effect of calcination temperature on leaching rates of valuable elements

由图 4 可知，焙烧温度对铌、稀土浸出率影响显著：焙烧温度由 120 ℃升至 180 ℃时，铌、稀土元素浸出率随焙烧温度升高而明显升高；焙烧温度由 180 ℃继续升至 330 ℃时，稀土元素浸出率变化较小，而铌浸出率明显降低。焙烧温度升至 280 ℃后，部分浓硫酸开始分解，从而影响了铌的浸出效率：一方面铌矿物的分解要求较高的硫酸浓度，另一方面铌矿物与硫酸反应生成的 $NbOSO_4$ 也需要在较高酸度下才能浸出进入水中，若酸度不足，则会发生水解反应，生成水合氧化铌沉淀。因此，综合考虑有价元素浸出率及酸耗能耗，选择适宜的焙烧温度为 180 ℃。

2.3 焙烧时间对有价元素浸出率的影响

固定试验条件：硫酸用量 120%，焙烧温度 180 ℃，水浸温度 25 ℃，水浸液固体积质量比 4∶1，水浸时间 4 h。焙烧时间对有价元素浸出率的影响试验结果如图 5 所示。

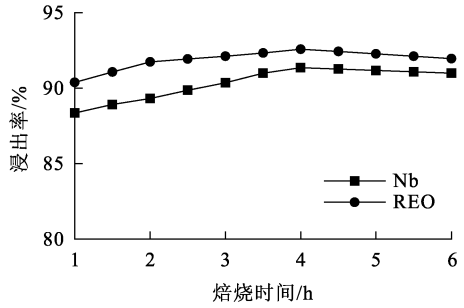


图 5　焙烧时间对有价元素浸出率的影响

Fig. 5　Effect of calcination time on leaching rates of valuable elements

由图 5 可知，焙烧时间对铌、稀土浸出率影响较小：焙烧 4 h 时，铌浸出率达 91.4%，稀土浸出率达 92.6%，继续延长焙烧时间，铌、稀土浸出率没有明显变化。试验中发现：铌矿物、稀土矿物在 180 ℃条件下与浓硫酸的分解反应速率较快，焙烧1 h时，大部分矿物已完成分解；焙烧 4 h 时，铌矿物、稀土矿物已基本完成浓酸分解反应。综合考虑有价元素浸出率，选择适宜的焙烧时间为 4 h。

2.4　水浸液固体积质量比对有价元素浸出率的影响

固定试验条件：硫酸用量 120%，焙烧温度 180 ℃，焙烧时间 4 h，水浸温度 25 ℃，水浸时间 4 h。水浸液固体积质量比对有价元素浸出率的影响试验结果如图 6 所示。

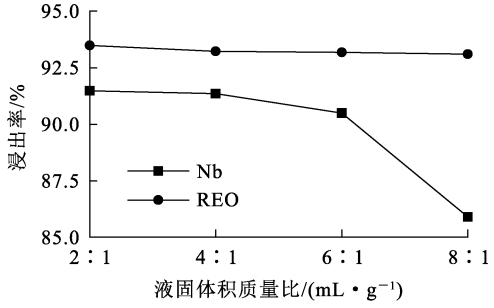


图 6　水浸液固体积质量比对有价元素浸出率的影响

Fig. 6　Effect of water leaching liquid volume to solid mass ratio on leaching rates of valuable elements

由图 6 可知，水浸液固体积质量比对稀土浸出率影响较小：液固体积质量比从 2∶1 增至8∶1 时，稀土浸出率基本不变，保持在 93%以上；铌浸出率随液固体积质量比增大而缓慢降低，但在液固体积质量比增至 6∶1 后快速降低。液固体积质量比增大会使浸出液的余酸浓度降低，不利于焙烧熟料中 $NbOSO_4$ 的水浸，同时还会使溶液中有价元素浓度降低。综合考虑有价元素浸出率及浓度，选择适宜的水浸液固体积质量比为 4∶1。

2.5　水浸时间对有价元素浸出率的影响

固定试验条件：硫酸用量 120%，焙烧温度 180 ℃，焙烧时间 4 h，水浸温度 25 ℃，水浸液固体积质量比 4∶1。水浸时间对有价元素浸出率的影响试验结果如图 7 所示。

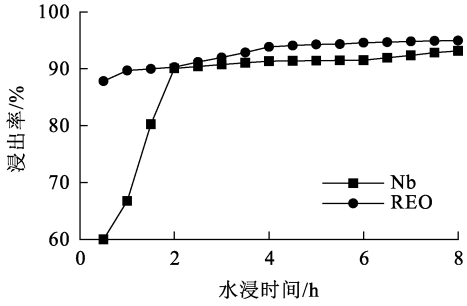


图 7　水浸时间对有价元素浸出率的影响

Fig. 7　Effect of water leaching time on leaching rates of valuable elements

由图 7 可知，随水浸时间延长，稀土浸出率升高，水浸 4 h 时达 93.9%，之后趋于平稳；水浸时间从 0.5 h 延长至 2 h 时，铌浸出率从 60.0%升至 90.1%，继续延长水浸时间，铌浸出率缓慢升高后趋于稳定，水浸 4 h 时，铌浸出率达91.4%。综合考虑有价元素浸出率，选择适宜的水浸时间为 4 h。

2.6　水浸温度对有价元素浸出率的影响

固定试验条件：硫酸用量为 120%，焙烧温度 180 ℃，焙烧时间 4 h，水浸时间 2 h，水浸液固体积质量比 4∶1。水浸温度对有价元素浸出率的影响试验结果如图 8 所示。

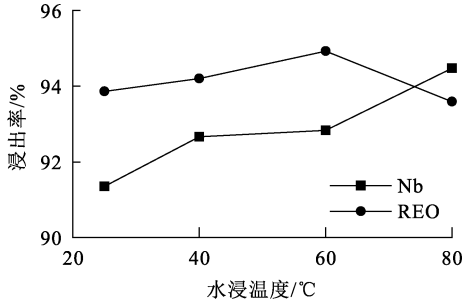


图 8　水浸温度对有价元素浸出率的影响

Fig. 8　Effect of water leaching temperature on leaching rates of valuable elements

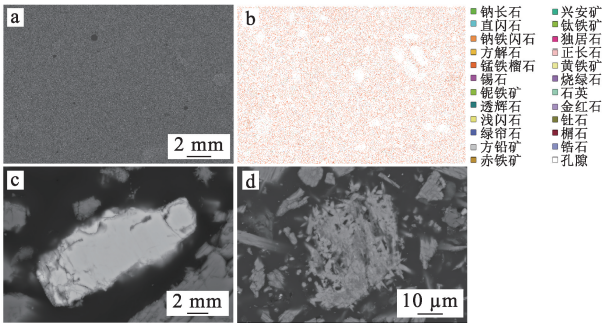
由图 8 可知：在 25 ℃条件下浸出时，铌浸出率达 91.4%，继续升高水浸温度，铌浸出率略有提升；

在 25 ℃条件下浸出时，稀土浸出率为 93.9%，随水浸温度升高，稀土浸出率不但没有明显提升，反而在温度达60 ℃时呈下降趋势。考虑到工业生产时，焙烧熟料带有余热进入浸出工段，无需额外加温。综合考虑，选择水浸在 25 ℃(室温)下进行即可。

综上确定优化工艺参数为：浓酸焙烧时硫酸用量 120%，焙烧温度 180 ℃，焙烧时间 4 h，水浸液固体积质量比 4∶1，水浸时间 4 h，水浸温度 25 ℃。在该优化条件下，铌浸出率为 91.4%，稀土浸出率为 93.9%，此时浸出液中稀土质量浓度为 7.32 g/L，铌质量浓度为 5.12 g/L，满足后续复盐沉淀稀土及萃取回收铌的需求。

2.7 浸出渣的工艺矿物学分析

通过 AMICS 矿物自动定量分析系统对优化条件下所得铌精矿浸出渣进行矿物组成及嵌布特征分析，结果如图 9 所示。由图 9(a)～(b)可知，铌精矿浸出渣主要成分为脉石矿物、锆石，铌矿物和稀土矿物绝大部分均已分解浸出，仅有少量铌铁-铌锰矿及 Nb-Ti-S 化合物残存。由图 9(c)可知，铌精矿浸出渣中，铌铁-铌锰矿呈粒状分布，粒径多分布在 10～20 μm 范围内，部分与霓石或 Ti-Nb-S 化合物共生，20%达到单体解离。由图 9(d)可知：铌精矿浸出渣中，Ti-Nb-S 化合物呈土状集合体或不规则柱状集合体形式产出，集合体团粒直径多分布在 10～30 μm 范围内，部分与霓石或石英共生，约 15%达到单体解离。综上说明，采用“浓硫酸低温焙烧—浸出”工艺可使铌精矿中铌矿物和稀土矿物得到高效分解，这与浸出试验结果一致。



a—铌精矿浸出渣背散射图像；b—铌精矿浸出渣矿物识别图像；c—铌铁-铌锰矿颗粒背散射图像；d—Nb-Ti-S 化合物颗粒背散射图像

图 9 铌精矿浸出渣的矿物组成及嵌布特征分析结果

Fig. 9 Analysis results of mineral composition and distribution characteristics of niobium concentrate leaching residue

3 结论

针对铌稀土共伴生的铌精矿，采用“浓硫酸低温焙烧—水浸”工艺可实现铌精矿中铌矿物和稀土矿物的高效分解，以及铌、稀土等有价金属的综合回收。通过单因素试验确定优化工艺参数为：浓酸焙烧时硫酸用量 120%，焙烧温度180 ℃，焙烧时间 4 h，水浸液固体积质量比4∶1，水浸时间 4 h，水浸温度 25 ℃。在此优化条件下，铌浸出率为91.4%，稀土浸出率为 93.9%，有价金属回收率较高。硫酸用量、焙烧温度对铌和稀土浸出率影响显著，焙烧时间、水浸液固体积质量比等其他条件对铌和稀土浸出率影响较小。

该工艺与其他工艺相比，具有流程简单、试剂价格廉价、金属回收率高等优点，可直接应用于铌-稀土共伴生多金属矿的提取回收。后续研究可根据稀土和铌的梯次分离回收方法，进一步调控酸用量、液固体积质量比等参数，以调控溶液中金属浓度和余酸。

参考文献：

[1] 田丛众，邹文杰，刘凤阳，等. 湿法冶金工艺提铌现状与展望[J]. 中国有色金属学报，2024，34(10)：3435-3451.
TIAN Congzhong，ZOU Wenjie，LIU Fengyang，et al. Current state and future possibilities for niobium extraction via hydrometallurgy[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals，2024，34(10)：3435-3451.

[2] 左更. 我国稀缺性战略金属资源保供稳供问题的思考：以钽、铌、铬、钴为例[J]. 中国国土资源经济，2023，36(9)：4-13.
ZUO Geng. Thinking on the problem of stable supply of scarce strategic metal resources in China：take tantalum，niobium，chromium and cobalt for example[J]. Natural Resource Economics of China，2023，36(9)：4-13.

[3] 王威，柳林，刘红召，等. 稀土资源提取技术进展及趋势[J]. 矿产保护与利用，2020，40(5)：32-36.
WANG Wei，LIU Lin，LIU Hongzhao，et al. Progress and trend of rare earth resources extraction technology[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources，2020，40(5)：32-36.

[4] 曹钊，曹永丹，李解，等. 稀土金属及其共生铌的湿法冶金技术现状[J]. 金属矿山，2013(1)：97-100.
CAO Zhao，CAO Yongdan，LI Jie，et al. Hydrometallurgy research status of rare earth and associated niobium[J]. Metal Mine，2013(1)：97-100.

[5] 张勇. 我国铌资源开发利用现状调查[J]. 现代矿业，2022，38(2)：32-34.
ZHANG Yong. Investigation on development and utilization status of niobium resources in China[J]. Modern Mining，

2022，38(2)：32-34.

[6] 任卿，张锦柱，赵春红. 钽、铌资源现状及其分离方法研究进展[J]. 湿法冶金，2006，25(2)：65-69.
REN Qing，ZHANG Jinzhu，ZHAO Chunhong. Separating methods and resource present situation of tantalum and niobium[J]. Hydrometallurgy of China，2006，25(2)：65-69.

[7] 孙林泉，王丽娜，于宏东，等. 低品位含铌矿物中铌的提取工艺研究进展[J]. 化工学报，2021，72(4)：1847-1862.
SUN Linquan，WANG Lina，YU Hongdong，et al. Research progress on extraction technologies of niobium from low-grade niobium-bearing minerals[J]. CIESC Journal，2021，72(4)：1847-1862.

[8] 刘牡丹，刘勇，刘珍珍. 复杂稀有金属伴生矿资源的综合利用现状[J]. 稀有金属与硬质合金，2015，43(6)：24-27.
LIU Mudan，LIU Yong，LIU Zhenzhen. The latest development of comprehensive utilization of complex rare metal associated ore[J]. Rare Metals and Cemented Carbides，2015，43(6)：24-27.

[9] 冯宗玉，黄小卫，王猛，等. 典型稀土资源提取分离过程的绿色化学进展及趋势[J]. 稀有金属，2017，41(5)：604-612.
FENG Zongyu，HUANG Xiaowei，WANG Meng，et al. Progress and trend of green chemistry in extraction and separation of typical rare earth resources[J]. Chinese Journal of Rare Metals，2017，41(5)：604-612.

[10] 刘牡丹，刘勇，刘珍珍. 复杂稀有金属矿综合利用新工艺[J]. 有色金属(冶炼部分)，2012(7)：37-39.
LIU Mudan，LIU Yong，LIU Zhenzhen，et al. New comprehensive utilization process for complex rare-metal ore[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy)，2012(7)：37-39.

[11] 王威，柳林，曹耀华，等. 从某钾长石尾矿中提取稀土和铌工艺研究[J]. 有色金属(冶炼部分)，2020(6)：43-47.
WANG Wei，LIU Lin，CAO Yaohua，et al. Study on extraction of rare earth and niobium from potash feldspar tailings[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy)，2020(6)：43-47.

[12] 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 Jinlong，GAO Kai，et al. Study on technology for leaching of scandium and preparation of niobium concentrae from Bayan Obo tailings[J]. Chinese Rare Earths，2017，38(5)：111-119.

[13] 白炜，刘志强，陈怀杰，等. 某低品位复杂稀土精矿中提取稀土的研究[J]. 稀土，2009，30(6)：67-70.
BAI Wei，LIU Zhiqiang，CHEN Huaijie，et al. Study on recycling rare earth from a low-grade and complex rare earth concentrate[J]. Chinese Rare Earths，2009，30(6)：67-70.

[14] 李博，刘述平，刘东，等. 低品位稀有金属复合矿的浸出性能研究[J]. 稀有金属与硬质合金，2015，43(1)：18-20.
LI Bo，LIU Shuping，LIU Dong，et al. Study on the leaching properties of the low-grade rare metal complex ore[J]. Rare Metals and Cemented Carbides，2015，43(1)：18-20.

[15] 张德文，赵文怡，许延辉，等. 活化焙烧硫酸分解提取富铌渣中铌、钛、钪和稀土[J]. 稀土，2013，34(6)：56-60.
ZHANG Dewen，ZHAO Wenyi，XU Yanhui，et al. Extracting Ni，Ti，Sc and RE from niobium-enriched slag by $CaCl_2$ roasing and H_2SO_4 decomposition method[J]. Chinese Rare Earths，2013，34(6)：56-60.

[16] 凌诚，刘志强，陈怀杰，等. 巴尔哲低品位复杂铌精矿的浸出研究[J]. 中国稀土学报，2010，28：545-547.
LING Cheng，LIU Zhiqiang，CHEN Huaijie，et al. Study on leaching of low-grade complex nb concentrate of baerzhe[J]. Journal of the Chinese Society of Rare Earths，2010，28：545-547.

[17] 卜云磊，张力，邱克辉. 氟碳铈矿精矿焙烧稀土浸出新工艺研究[J]. 中国稀土学报，2017，35(6)：761-769.
BU Yunlei，ZHANG Li，QIU Kehui. Study on leaching rare earths from bastnaesite treated by roasting[J]. Journal of the Chinese Society of Rare Earths，2017，35(6)：761-769.

[18] 赵笑益，齐建云. 某羟硅铍石矿石选冶试验研究[J]. 现代矿业，2015，31(10)：85-88.
ZHAO Xiaoyi，QI Jianyun. Experimental study on mineral processing and metallurgy of a bertrandite ore [J]. Modern Mining，2015，31(10)：85-88.

Roasting－Water Leaching of Complex Niobium-Rare Earth Polymetallic Ore

WANG Guishuo[1,2,3]，LIU Huiwu[1,2,3]，LIU Zhongchen[1,2,3]，LIU Kang[1,2,3]，LIANG Gengyu[1,2,3]，CHENG Hao[1,2,3]，LIANG Tongyan[1,2]，GENG Xilin[1,2]

(1. *China Nuclear Mining Science and Technology Corporation，CNNC，Beijing　101149，China*；
2. *Beijing Research Institute of Chemical Engineering and Metallurgy，CNNC，Beijing　101149，China*；
3. *National Key Laboratory of Uranium Resources Exploration-Mining and Nuclear Remote Sensing，CNNC，Beijing　101149，China*)

Abstract：The extraction of niobium and rare earths from niobium concentrate by concentrated sulfuric

acid low-temperature roasting — water leaching process was studied. The effects of sulfuric acid dosage, calcination temperature, calcination time, liquid volume to solid mass ratio of water leaching, water leaching time and water leaching temperature on the leaching rates of niobium and rare earths were investigated. The results show that under the optimized conditions of 120% sulfuric acid dosage, calcination temperature of 180 ℃, calcination time of 4 h, liquid volume to solid mass ratio of water leaching of 4 ∶ 1, water leaching time of 4 h and water leaching temperature of 25 ℃, the niobium leaching rate is 91.4% and the rare earth leaching rate is 93.9%. The process can achieve efficient extraction of niobium and rare earths from niobium concentrate.

Key words: niobium; rare earth; polymetallic ore; roasting; leaching

欢迎订阅 2026 年《湿法冶金》

《湿法冶金》(双月刊)创刊于 1982 年,全国中文核心期刊,由中国核工业集团有限公司主管、核工业北京化工冶金研究院主办,主要内容涉及有色金属、稀有金属、稀散金属、稀土金属、贵金属的选矿及湿法冶金工艺,相关材料(萃取剂、离子交换树脂、吸附剂、絮凝剂等)的合成工艺,冶金过程自动控制系统,设备及仪器仪表的研发技术,分析测试方法,三废治理、二次资源综合回收流程,是一本湿法冶金技术综合性刊物,可供相关科研、设计、生产人员及高校师生参阅。

《湿法冶金》国内统一连续出版物号 CN 11-3012/TF,国际标准连续出版物号 ISSN 1009-2617,广告发布登记为京通市监广登字 20190002 号,由《湿法冶金》编辑部编辑出版。2026 年定价15.00 元/期,全年 90.00 元,全国各地邮局均可订阅,邮发代号 80-181。编辑部常年办理订刊业务。

通信地址:北京市通州区九棵树 145 号《湿法冶金》编辑部
邮政编码:101149
开户银行:工行北京九棵树支行
开 户 名:核工业北京化工冶金研究院
账 号:0200 0498 0900 8800 221(汇款备注:《湿法冶金》订刊费)
联系电话:010-51674124,51675321
电子邮箱:shifayejin@cnmstc.com
投稿网址:https://sfyj.cbpt.cnki.net
广告联系:13911227093(陈先生)