

# 红土镍矿浸出渣还原焙烧-还原熔炼试验研究

徐郭莉, 徐小锋, 李冲, 李广建, 李树超, 霍芊羽  
(中国恩菲工程技术有限公司, 北京 100038)

**[摘要]** 红土镍矿浸出渣作为硫酸高压酸浸(HPAL)提取镍钴后的尾渣,富含铁、铬等有色金属,其大量堆存既浪费资源又存在重金属污染风险。本文以红土镍矿浸出渣为原料,采用还原焙烧-还原熔炼工艺回收浸出渣中有价金属。试验结果表明,在无烟煤添加量2.0%、焙烧温度为900℃、焙烧时间45 min条件下,浸出渣的硫含量由3.57%降至0.056%,脱硫率达98.69%,有效消除硫对后续熔炼的影响。焙砂在配碳比0.85、碱度0.9、冶炼温度1550℃、冶炼时间30 min工艺条件下进行还原熔炼,铁、铬回收率分别为94.41%和59.79%,获得的合金可替代部分钢铁冶炼原料,熔渣可用于生产活性掺合料。本工艺为红土矿浸出渣的全流程资源化提供了新的技术路线。

**[关键词]** 红土镍矿浸出渣; 资源化利用; 还原焙烧; 还原熔炼; 铁合金

**[中图分类号]** TF815 **[文献标志码]** A **[文章编号]** 2097-2423(2025)03-0006-08

**DOI:** 10.19610/j.cnki.cn10-1873/tf.2025.03.002

## 0 引言

近年来,随着新能源汽车和不锈钢行业的快速发展,全球镍需求量呈爆发式增长<sup>[1-3]</sup>。红土镍矿已成为镍资源的主要来源,其湿法冶金工艺-高压酸浸(HPAL)因能耗低、碳排放量少、镍钴回收率高等优势,被广泛用于低品位矿石的处理<sup>[4-6]</sup>。然而,HPAL工艺每生产1 t镍,产生的浸出渣超过110 t,全球浸出渣年排放量达数亿吨<sup>[5]</sup>。这些浸出渣主

要由铁、硅、铝、铬的氧化物及含硫化合物组成,具有含水量和含硫量高及矿物结构复杂的特点<sup>[7]</sup>。目前,浸出渣多通过尾渣库堆存处理,不仅占用大量土地,造成铁、铬等有色金属的浪费,而且其含有的铬、硫等有害成分还可通过雨水淋溶或氧化反应迁移转化,进而引发土壤酸化及水体重金属污染<sup>[8-10]</sup>。此外,尾渣库存在垮坝风险,例如2019年巴西Brumadinho尾矿坝垮坝事故虽为铁矿石案例,但其警示意义同样适用于红土矿浸出渣的规模化堆存<sup>[11]</sup>。因此,红土镍矿浸出渣的资源化利用已成为制约行业可持续发展的关键难题,亟需开发高效、环保的处理技术,以化解资源浪费、环境污染与安全隐患等多重困境。

目前,浸出渣的资源化利用多采用磁化焙烧回收铁精矿。郭学益等<sup>[12]</sup>对镍红土矿加压酸浸渣开展了磁化焙烧-弱磁选实验,在优化条件下获得了铁品位64%、硫含量为0.16%、铁回收率达94%的铁精矿。董梦奇<sup>[13]</sup>对硫酸高压浸出渣进行还原焙烧后,采用十二胺聚氧乙烯醚作为分散剂进行磁选,所得精矿铁品位达69.26%,硫含量降至0.18%,铁回收率为90.83%。罗良飞等<sup>[14]</sup>通过气基还原-弱磁选工艺,获得TFe品位68.77%、硫含量0.12%、铁回收率95.15%的精矿。尽管磁化焙烧法工艺简单且铁回收率高(>90%),但尾渣中残留的铁、铬

**[收稿日期]** 2025-03-05

**[基金项目]** 国家重点研发计划资助项目“含硫铁渣钙/铁分离与高品位铁精粉制备技术与装备”(2021YFC2902504)。

**[作者简介]** 徐郭莉(1992—),女,湖南邵阳人,博士,主要从事工业废弃物开发利用方面的研究。

**[通信作者]** 徐小锋(1980—),男,河南漯河人,正高级工程师,主要从事工业废弃物开发利用等方面的研究工作。

**[引用格式]** 徐郭莉,徐小锋,李冲,等.红土镍矿浸出渣还原焙烧-还原熔炼试验研究[J].绿色矿冶,2025,41(3):6-13.

XU Guoli, XU Xiaofeng, LI Chong, et al. Experimental study on reduction roasting-reduction smelting of leaching residue of laterite nickel ore[J]. Sustainable Mining and Metallurgy, 2025, 41(3):6-13.

含量高,仍存在环境风险,未彻底解决尾渣堆存问题。相比之下,还原熔炼法所得产品铁品位高且铁回收率高,产品可直接用于炼钢,同时尾渣可直接用于制备建材,实现全组分资源化。然而,针对红土矿浸出渣的还原熔炼研究还未见报道。

本文以红土镍矿浸出渣为研究对象,采用还原焙烧-还原熔炼法开展浸出渣有价金属回收试验研究,系统研究还原剂用量、焙烧温度、焙烧时间对脱硫效率的影响,并重点解析还原剂用量、碱度、熔炼温度、熔炼时间等因素对铁铬回收率的影响,为红土矿浸出渣的资源化利用提供重要的技术依据。

表1 浸出渣主要化学成分分析结果(质量分数)

组分	TFe	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Ni	Co	Cr	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%
含量	41.75	0.26	59.40	0.11	0.011	2.11	13.07	0.20	7.45	
组分	CaO	MgO	Mn	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	P	S	C	烧失量	%
含量	0.16	1.16	0.15	0.011	0.26	0.006	3.57	0.056	13.07	

表2 浸出渣中铁化学物相分析结果

铁相	赤褐铁中铁	铁矾中的铁	铬铁矿中铁	磁铁矿中铁	硅酸铁中铁	硫化铁中铁	总铁	%
含量	38.62	1.79	0.87	0.04	0.21	0.22	41.75	
分布率	92.50	4.29	2.08	0.10	0.50	0.53	100.00	

表3 浸出渣中硫化学物相分析结果

硫相	元素硫	硫酸盐中硫	硫化物中硫	总硫	%
含量	0.01	3.39	0.17	3.57	
分布率	0.28	94.96	4.76	100.00	

矾石形式存在。

还原剂采用无烟煤,其化学成分见表4。

## 1.2 试验原理

采用 HSC Chemistry 6.0 软件中的 Reaction Equation 模块,计算还原气氛下浸出渣脱硫反应的吉布斯自由能( $\Delta G$ )。浸出渣在还原焙烧过程中可能发生表5所列的反应,而所得焙砂在还原熔炼过程

表4 无烟煤成分分析(质量分数)

成分	H <sub>2</sub> O	固定碳	挥发分	灰分							其他
				总和	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	TFe	MgO	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	
含量	3.36	78.39	7.49	10.76	3.57	0.82	0.25	0.17	4.38	0.13	1.43

根据表1、表3和图1的分析结果可知,浸出渣中的硫酸盐主要以  $KAl_3(SO_4)_2(OH)_6$ 、 $Fe_2(SO_4)_3$  和  $Al_2(SO_4)_3$  的形式存在。在还原气氛下,浸出渣

## 1 试验方法

### 1.1 试验原料

试验原料包括浸出渣、无烟煤、氧化钙。浸出渣经干燥后进行化学分析,结果见表1,而铁、硫元素的物相分析结果分别见表2和表3。由表1可知,该浸出渣以铁为主要成分,其次为硅、铝、铬、硫、镁等元素。物相分析表明,铁元素92.50%以赤铁矿形态赋存,硫元素94.96%以硫酸盐形式存在。红土镍矿浸出渣的XRD分析结果(图1)表明,其主要物相组成如下:铁元素主要以赤铁矿形式存在,硅元素主要以石英和滑石形式存在,铝元素则主要以明

中则会发生表6所列的反应。

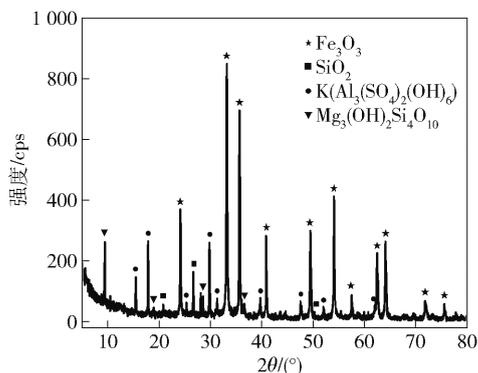


图1 浸出渣 XRD 图谱

的反应产物包括  $K_2S$ 、 $K_2SO_4$ 、 $Al_2O_3$ 、 $Fe_2O_3$ 、 $SO_2$ 、 $H_2O$ 、 $CO$  和  $O_2$ 。

表6数据表明,理论上铁氧化物在700℃时可

表 5 浸出渣还原焙烧反应及相关热力学数据

序号	反应式	$\Delta G/(\text{J}\cdot\text{mol}^{-1})$	反应开始温度/K
1	$2\text{KAl}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6 + 7\text{C} = \text{K}_2\text{S} + 3\text{Al}_2\text{O}_3 + 3\text{SO}_2(\text{g}) + 6\text{H}_2\text{O}(\text{g}) + 7\text{CO}(\text{g})$	$1\ 820\ 780 - 2\ 833.0\text{T}$	642.70
2	$\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 3\text{C} = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 3\text{SO}_2(\text{g}) + 3\text{CO}(\text{g})$	$540\ 137 - 1\ 102.2\text{T}$	490.05
3	$\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 + 3\text{C} = \text{Al}_2\text{O}_3 + 3\text{SO}_2(\text{g}) + 3\text{CO}(\text{g})$	$542\ 999 - 1\ 132.07\text{T}$	479.65
4	$2\text{KAl}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6 = \text{K}_2\text{SO}_4 + 3\text{Al}_2\text{O}_3 + 3\text{SO}_2(\text{g}) + 1.5\text{O}_2(\text{g}) + 6\text{H}_2\text{O}(\text{g})$	$1\ 533\ 339 - 1\ 857.78\text{T}$	826.36
5	$\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 3\text{SO}_2(\text{g}) + 1.5\text{O}_2(\text{g})$	$871\ 761 - 834.18\text{T}$	1045.05
6	$\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 = \text{Al}_2\text{O}_3 + 3\text{SO}_2(\text{g}) + 1.5\text{O}_2(\text{g})$	$874\ 623 - 864.03\text{T}$	1\ 012.26

表 6 焙砂还原熔炼反应及相关热力学数据

序号	反应式	$\Delta G/(\text{J}\cdot\text{mol}^{-1})$	反应开始温度/K
1	$3\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C} = 2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}(\text{g})$	$127\ 459 - 222.0\text{T}$	574.10
2	$\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{C} = 3\text{FeO} + \text{CO}(\text{g})$	$203\ 149 - 218.5\text{T}$	929.56
3	$\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}(\text{g})$	$156\ 729 - 161.6\text{T}$	969.80
4	$\text{Fe}_2\text{SiO}_4 + 2\text{C} = 2\text{Fe} + \text{SiO}_2 + 2\text{CO}(\text{g})$	$354\ 140 - 341.59\text{T}$	1\ 036.74
5	$\text{Cr}_2\text{O}_3 + 3\text{C} = 2\text{Cr} + 3\text{CO}(\text{g})$	$803\ 077 - 541.7\text{T}$	1\ 482.53

被还原为金属铁,而铬氧化物需要温度达到 1 200 ℃ 才能被还原为金属铬。根据氧势图,铁氧化物的氧势高于铬氧化物,因此铬氧化物更难还原。因此,需通过调控配碳比、温度等参数来控制金属氧化物的还原程度,以获得高品位、高回收率的铁铬合金。

### 1.3 研究方法

取一定质量浸出渣和无烟煤混匀后置于刚玉坩埚中,加盖后移入马弗炉中进行还原焙烧。所得焙砂与无烟煤、CaO 按设定质量比混合,二次混料后置于马弗炉中进行还原熔炼。待炉温升至冶炼温度后保温指定时间,试样随炉冷却至室温后获得合金和渣样。其中,还原焙烧的还原剂用量按浸出渣质量百分比计,还原熔炼的配煤量根据无烟煤固定碳与焙砂中铁和铬氧化物所含氧的物质的量之比确定。焙砂的脱硫率按式(1)计算;合金中 Fe、Cr 元素回收率按式(2)计算。

$$\text{脱硫率}(\%) = \frac{(M_0 \times S_0 - M_1 \times S_1)}{M_0 \times S_0} \times 100\% \quad (1)$$

式中, $M_0$  为还原焙烧前浸出渣的质量; $S_0$  为还原焙烧前浸出渣中硫的质量百分比; $M_1$  为还原焙烧后浸出渣的质量; $S_1$  为还原焙烧后浸出渣中硫的质量百分比。

$$\eta = \frac{m_1 \times w_1}{m_0 \times w_0} \times 100\% \quad (2)$$

式中, $\eta$  为金属元素的回收率; $m_1$  为还原熔炼后所得合金的质量; $w_1$  为还原熔炼后所得合金中金属元

素的质量百分比; $m_0$  为入炉焙砂的质量; $w_0$  为焙砂中金属元素的质量百分比。

### 1.4 实验设备

马弗炉型号为 KSL-1700X-A4,行星式球磨机型号为 MSK-SFM-1S。试验主要耗材为刚玉坩埚。电感耦合等离子光谱仪(ICP-OES, Agilent 5110, USA)用于测定合计及渣样中元素含量。碳硫分析仪(CS844, USA)用于测定焙砂中硫含量。

## 2 结果与讨论

### 2.1 浸出渣还原焙烧试验

#### 2.1.1 还原剂用量对脱硫的影响

浸出渣因含水量与硫含量较高(初始硫含量 3.57%)、铁品位偏低(TFe 41.75%),无法直接用于炼铁。通过还原焙烧可有效脱除结合水和硫组分,为后续还原熔炼制备合格原料。

固定焙烧温度 900 ℃,焙烧时间 60 min,探究还原剂用量对浸出渣脱硫率的影响,结果如图 2 显示。由图 2 可知,未添加还原剂时,硫含量降低至 0.71%,对应脱硫率为 82.60%;当添加 1.0% 还原剂后,残余硫含量降至 0.58%,脱硫率增至 86.13%;当还原剂用量增至 2.0% 时,硫含量显著降至 0.04%,脱硫率达 99.06% 峰值;继续增加还原剂量反而导致脱硫率下降。根据表 5 可知,在 900 ℃ (>772 ℃) 条件下焙烧时,未添加无烟煤的情况下,浸出渣中的硫酸盐会直接分解。而在相同

焙烧温度下,当存在无烟煤时,热力学计算结果表明,与硫酸盐直接分解相比,浸出渣中硫酸盐还原反应的 $\Delta G$ 值更负,因此硫酸盐优先发生还原反应,这有助于促进浸出渣中有害元素硫的脱除。由此可见,无烟煤中的固定碳作为还原剂参与了硫酸盐的还原反应。

由图3可知,当无烟煤添加量低于2.0%临界值时,在温度900℃工况下,无烟煤中的固定碳能够完全参与反应,还原焙烧脱硫效果显著;然而,过量添加还原剂会导致残余碳增加,同时无烟煤所含的 $\text{SiO}_2$ 、 $\text{Al}_2\text{O}_3$ 、 $\text{CaO}$ 等氧化物杂质随添加量增加而富集,并在还原焙烧过程中被额外引入,最终导致焙砂中铁含量从48.42%降低至46.69%。

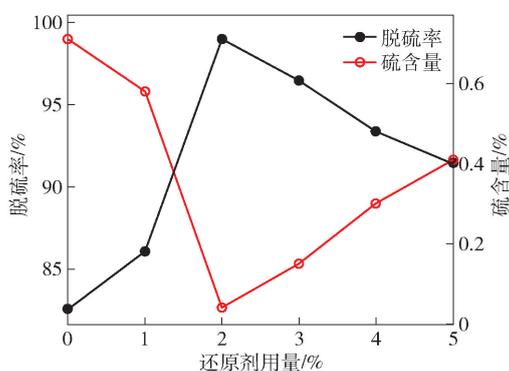


图2 还原剂用量对浸出渣脱硫的影响

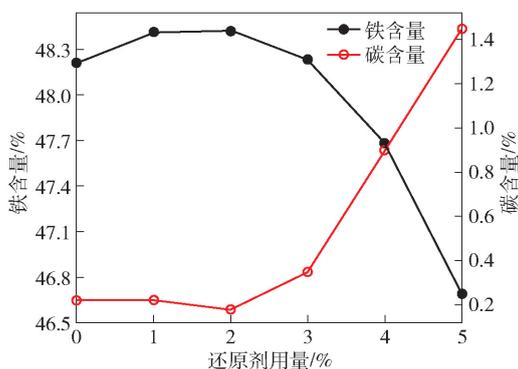


图3 还原剂用量对焙砂中铁/碳质量分数的影响规律

### 2.1.2 焙烧温度对浸出渣脱硫的影响

在固定还原剂用量为2.0%、焙烧时间60 min条件下,系统探究焙烧温度对浸出渣脱硫率的影响规律,结果如图4所示。由图4可知,当焙烧温度为700℃时,脱硫率仅为75.10%;升温至900℃时,脱硫率达99.06%;继续提高温度至1100℃,脱硫率稳定在99.30%~99.52%。基于能耗与脱硫效率的协同优化,最终选定900℃为最佳焙烧温度并应用于后续试验。

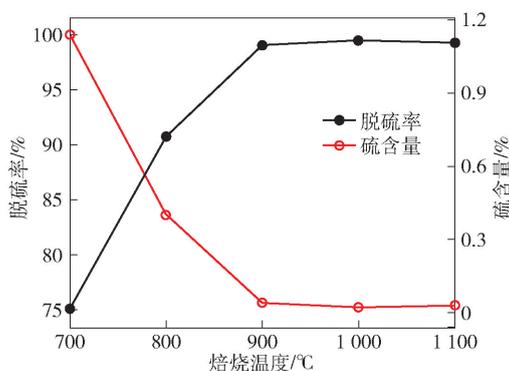


图4 焙烧温度对浸出渣脱硫的影响

### 2.1.3 焙烧时间对脱硫的影响

在固定还原剂用量为2.0%、焙烧温度900℃条件下,系统研究焙烧时间对浸出渣脱硫率的影响规律,结果如图5所示。由图5可知,焙烧时间为15 min时,硫含量为0.11%,对应脱硫率97.46%;延长至45 min后,硫含量进一步降低至0.056%,脱硫率提升至98.69%;继续延长保温时间至90 min,脱硫率仅提升至99.10%,而马弗炉能耗却显著增加。

基于脱硫效率与能耗成本的综合评估,最终选定还原剂用量2.0%、焙烧温度900℃、焙烧时间45 min优化参数制备的焙砂用于后续还原熔炼试验。在此条件下,焙砂化学成分见表7,铁的物相分析结果见表8。

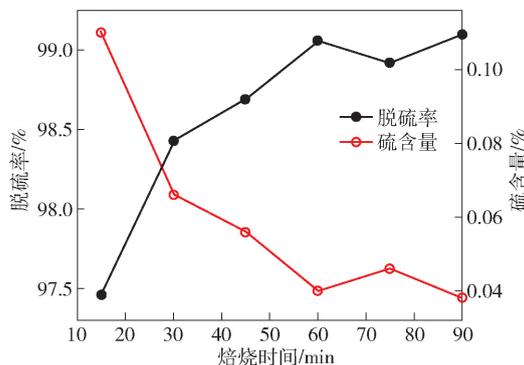


图5 焙烧时间对浸出渣脱硫的影响

由表7可知,还原焙烧后焙砂中TFe含量为48.02%,较原料(41.75%)显著提高。焙烧硫含量由初始3.57%降至0.056%,脱硫率为98.69%。根据表8可知,原赤铁矿在还原焙烧过程中主要转化为假象赤铁矿,部分被还原为四氧化三铁、氧化亚铁和金属铁。然而,浸出渣经还原焙烧后,99.69%的铁仍以氧化物形式存在。此外,无烟煤中的固定碳作为还原剂参与了铁氧化物的还原反应,说明无烟

煤在浸出渣还原焙烧过程中同时参与了脱硫和铁氧化物还原两个反应过程。

### 2.2 焙砂还原熔炼试验

#### 2.2.1 造渣理论分析

焙砂中由 SiO<sub>2</sub>、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>、MgO 等组成的渣相熔点

高达 1 646 ℃,需通过添加 CaO 调控熔渣性质以促进金属回收。基于 FactSage 热力学软件构建的 CaO-SiO<sub>2</sub>-Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-MgO 四元系相图如图 6 所示。由图 6 可知,原始焙砂渣相成分点 a 位于莫来石 (3Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>·2SiO<sub>2</sub>) 相区,液相线温度为 1 646 ℃;当

表 7 焙砂主要化学成分分析结果(质量分数)

组分	TFe	Ni	Co	Cr	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	%
含量	48.02	0.15	0.018	2.32	14.25	0.23	8.99	0.22	
组分	MgO	Mn	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	P	S	C	烧失量	%
含量	1.93	0.18	0.014	0.444	0.016	0.056	0.043	-0.099	

表 8 焙砂中铁的化合物相分析结果(质量分数)

铁相	铬铁矿中铁	四氧化三铁中铁	游离氧化亚铁中铁	硅酸铁中铁	赤褐铁矿中铁	假象赤铁矿中铁	硫化铁中铁	金属铁中铁	总铁	%
含量	1.04	7.17	0.27	0.07	14.10	25.22	0.04	0.11	48.02	
分布率	2.17	14.93	0.56	0.15	29.36	52.52	0.08	0.23	100.00	

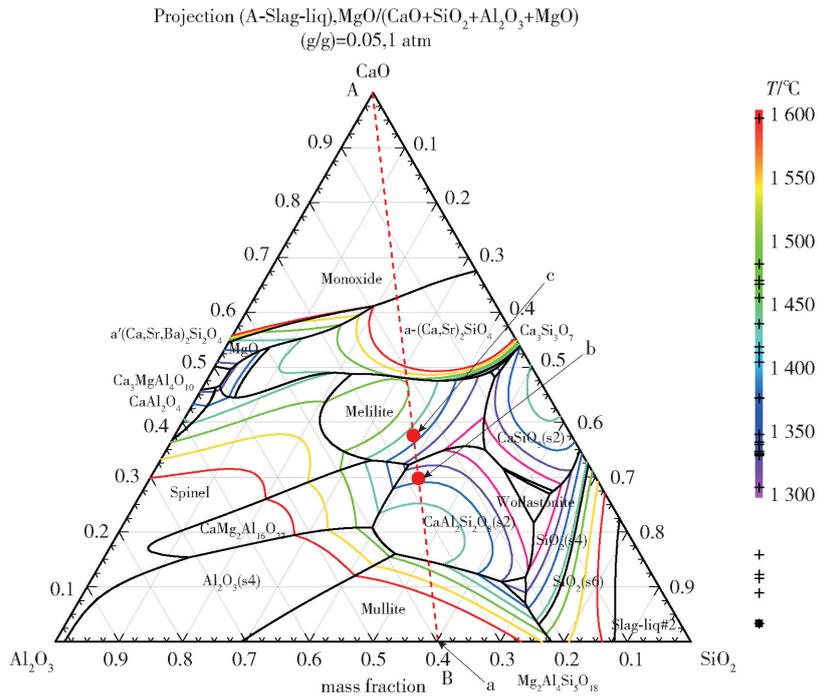


图 6 CaO-SiO<sub>2</sub>-Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-MgO 四元渣系相图

CaO 添加量为 9.98% (碱度  $R = 0.7$ ) 时,成分点迁移至钙长石 (CaAl<sub>2</sub>Si<sub>2</sub>O<sub>8</sub>) 相区 b 点,液相线温度显著降至 1 375 ℃;继续增加 CaO 至 14.25% ( $R = 1.0$ ) 时,成分点 c 进入黄长石 (Ca<sub>2</sub>Al<sub>2</sub>SiO<sub>7</sub>) 相区,液相线温度回升至 1 420 ℃。热力学计算表明,CaO 添加量宜控制在 9.98% ~ 14.25% ( $R = 0.7 \sim 1.0$ ) 范围内,以实现熔渣流动性与冶金能耗的平衡优化。

#### 2.2.2 配碳比对熔炼结果的影响

在固定碱度 (CaO/SiO<sub>2</sub> = 0.9),冶炼温度 1 575 ℃ 及冶炼时间 60 min 条件下,系统研究配碳比 (C/O 物质的量之比) 对金属回收率的影响规律结果见表 9 和图 7。由表 9 和图 7 可见,随着配碳比从 0.75 增加至 1.00,合金中铁品位由 99.50% 降至 92.34%,铬品位则由 0.17% 升至 3.98%。铬回收

率随配碳比增加呈现单调递增趋势。当配碳比为 0.85 时,铁回收率达 95.78%,铬回收率为 53.43%;增加至 0.9 时,铁回收率下降至 92.98%,因渣中夹杂有金属铁,渣铁分离效果变差;继续升高配碳比,铁和铬回收率均提升。在试验过程中,配碳比为 0.95 和 1.00 时,渣层表面浮有大量烧失灰分,焙砂在还原过程中配碳比已处于过剩,在此条件下,过量碳促使铬氧化物生产高熔点碳化铬,导致渣流动性下降,影响渣铁分离。综合考虑金属回收率与金属品位,确定最佳配碳比为 0.85。

表 9 配碳比对焙砂还原熔炼效果的影响

序号	配碳比	合金成分/%		渣成分/%	
		Fe	Cr	Fe	Cr
1	0.75	99.50	0.17	10.83	3.75
2	0.80	98.76	0.91	3.73	3.72
3	0.85	96.46	2.46	1.78	2.08
4	0.90	93.70	2.78	1.27	1.67
5	0.95	93.69	3.98	0.34	0.41
6	1.00	92.34	3.98	0.90	0.60

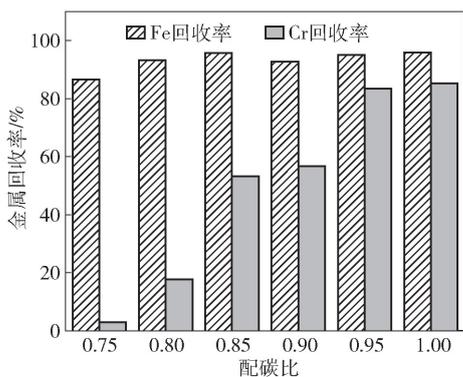


图 7 配碳比对焙砂中铁、铬元素回收率的影响

### 2.2.3 碱度对熔炼结果的影响

在固定配碳比 0.85、冶炼温度 1 575 ℃ 及冶炼时间 60 min 条件下,系统探究碱度对金属回收率的影响规律,结果见表 10 和图 8。由表 10 可知,合金中铁品位稳定在 96.18% ~ 97.57%,铬品位波动于 1.98% ~ 2.70%,表明该碱度范围可有效促进渣和铁分离。图 8 显示,铁回收率随碱度升高呈先增后减趋势;碱度 0.7 时,铁回收率为 92.49%;碱度升至 0.9 时,铁回收率达峰值为 95.80%;继续提高碱度至 1.1 时,铁回收率下降至 93.89%。原因可能是碱度超过 0.9 后,炉渣熔化温度增加,流动性变差,还原反应动力学条件恶化,影响了渣和铁分离。

表 10 碱度对焙砂还原熔炼效果的影响

序号	碱度	合金成分/%		渣成分/%	
		Fe	Cr	Fe	Cr
1	0.7	97.57	1.98	2.50	2.60
2	0.8	96.61	2.11	1.94	2.14
3	0.9	96.22	2.70	1.51	1.90
4	1.0	97.00	2.00	2.28	2.38
5	1.1	96.18	2.07	2.01	2.03

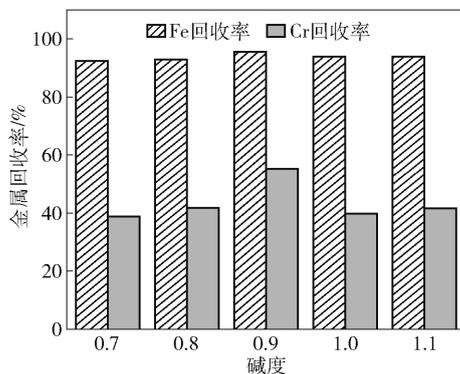


图 8 碱度对焙砂中铁、铬元素回收率的影响

### 2.2.4 冶炼温度对熔炼结果的影响

在固定配碳比为 0.85、碱度 0.9 及冶炼时间 60 min 条件下,系统研究冶炼温度对金属回收率的影响规律,结果如表 11 和图 9 所示。由图 9 可见,铁、铬回收率随冶炼温度升高均呈单调递增趋势。表 11 数据显示,冶炼温度 1 500 ℃ 时合金铁品位达 98.09%,但铬品位仅 1.38%,铁、铬回收率分别为 93.19% 和 27.05%;升温至 1 550 ℃ 时,铁、铬回收率显著提升至 95.42% 和 53.49%;继续升温至 1 600 ℃ 时,铁、铬回收率仅小幅增至 95.99% 和 55.40%。1 500 ℃ 条件下,反应温度较低,熔体黏度较大,导致金属颗粒沉降不完全,表现为渣中金属含量较高。升高冶炼温度后,熔体黏度逐渐降低,熔渣流动性增强,有利于合金从高温熔渣中顺利沉降,故金属回收率提高。当冶炼温度超过 1 550 ℃ 后,铁、

表 11 冶炼温度对焙砂还原熔炼效果的影响

序号	冶炼温度/℃	合金成分/%		渣成分/%		回收率/%	
		Fe	Cr	Fe	Cr	Fe	Cr
1	1 500	98.09	1.38	2.94	2.93	93.19	27.05
2	1 525	96.70	2.58	1.61	2.03	94.85	52.22
3	1 550	95.71	2.60	1.28	2.10	95.42	53.49
4	1 575	96.22	2.70	1.51	1.90	95.80	55.47
5	1 600	96.54	2.70	2.10	1.78	95.99	55.40

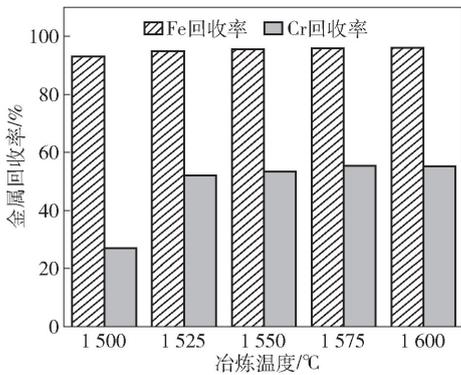


图9 冶炼温度对焙砂中铁、铬元素回收率的影响

铬回收率提升幅度较小,从能耗和经济层面考虑,选定1550℃为经济性最优温度。

### 2.2.5 冶炼时间对熔炼结果的影响

在固定配碳比0.85、碱度0.9、冶炼温度1550℃条件下,系统探究冶炼时间对金属回收率的影响规律,结果见表12和图10。表12数据显示,冶炼时间15min时,铁、铬回收率分别为93.52%和34.99%;延长至30min后显著提升至94.41%和59.79%,铬回收率增幅达71.0%;继续延长时间,铁、铬元素回收率均趋于稳定(图10),综合金属回收率和经济成本,确定30min为经济性最优参数。

经优化工艺处理后,所得合金中铁、铬品位分别为95.14%和2.92%,对应回收率分别为94.41%和59.79%。熔渣的XRD图如图11所示。由图11可知,熔渣主要物相为透辉石、钙铝黄长石、钙铝榴石。渣成分为CaO 27.40%、SiO<sub>2</sub> 33.09%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 26.20%、MgO 4.62%,可用于生产活性掺合料,实现资源化利用。

表12 冶炼时间对焙砂还原熔炼效果的影响

序号	冶炼时间/min	合金成分/%		渣成分/%	
		Fe	Cr	Fe	Cr
1	15	97.61	1.17	2.33	2.29
2	30	95.14	2.92	1.32	1.78
3	45	95.45	2.95	1.17	1.67
4	60	95.12	3.02	1.22	1.61

## 3 结论

本研究通过还原焙烧-还原熔炼工艺,实现了红土镍矿浸出渣中有价金属的高效回收,主要结论如下。

1) 还原焙烧阶段中,当还原剂添加量为浸出渣

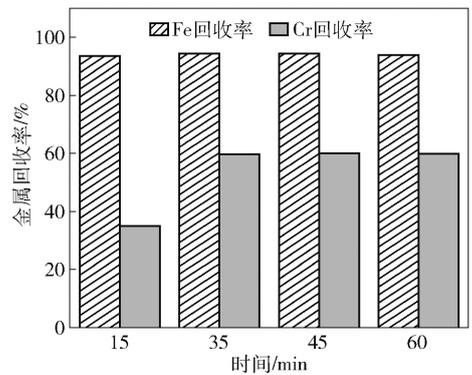


图10 冶炼时间对焙砂中铁、铬元素回收率的影响

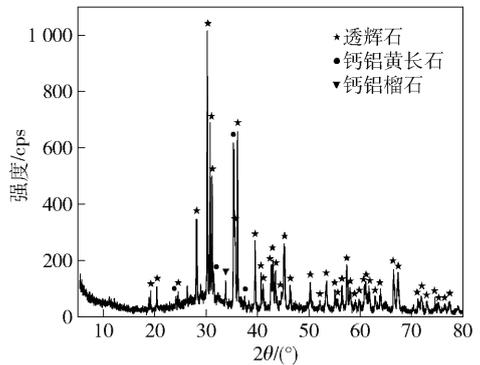


图11 焙砂还原熔炼渣样XRD图

质量的2.0%、焙烧温度900℃,焙烧时间45min时,焙砂硫含量由初始3.57%降至0.056%,脱硫率为98.69%,有效消除硫对后续熔炼的干扰。

2) 还原熔炼阶段中,优化工艺参数为配碳比0.85、碱度0.9、冶炼温度1550℃、冶炼时间30min,所得合金中铁、铬品位分别为95.14%和2.92%,对应回收率分别为94.41%和59.79%。

3) 经优化工艺处理后,熔渣主要物相为透辉石、钙铝黄长石、钙铝榴石,可用于生产活性掺合料,实现资源化利用。

### [参考文献]

- [1] 陈志勇,朱清,邹谢华,等. “双碳”背景下镍资源产业链发展趋势研究[J]. 中国矿业, 2024, 33(10): 54-63.
- [2] 许欣. 红土镍矿火法冶炼制备高镍硫工艺及关键设备研发方向展望[J]. 有色设备, 2022, 36(5): 28-32.
- [3] 刘诚. 低品位红土镍矿镍钴沉淀技术发展概述[J]. 中国有色冶金, 2023, 52(6): 1-15.
- [4] 赵泽森,陈杰,王晨晔,等. 红土镍矿加压浸出高压釜结垢机理[J]. 中国有色金属学报, 2024, 34(11): 3766-3774.
- [5] 刘希泉,张志,贾露萍,等. 红土镍矿高压酸浸技术优化研究[J]. 中国资源综合利用, 2024, 42(2): 92-97.

- [6] 马文军,程晋阳. 低品位红土镍矿资源开发趋势:“资源+能源+材料”一体化模式[J]. 中国有色冶金, 2019, 48(3): 75-78.
- [7] 董再蒸,温国栋,袁帅,等. 红土镍矿酸浸渣综合利用进展[J]. 有色金属(选矿部分), 2024(5): 14-23.
- [8] 李丹. 低品位褐铁矿型红土镍矿湿法工艺研究进展及应用前景展望[J]. 湿法冶金, 2024, 43(4): 345-356.
- [9] 蒋子文,全学军,李纲,等. 铬渣资源化利用研究进展[J]. 无机盐工业, 2023, 55(2): 26-35.
- [10] 陈奎元,陈学刚,李明川,等. 煤矸石制备高强陶粒的研究[J]. 绿色矿冶, 2024, 40(6): 83-88.
- [11] 李晓飞,张延安,吕国志,等. 高铁赤泥涡流熔融还原提铁中试扩大试验[J]. 中国有色冶金, 2024, 53(2): 42-48.
- [12] 郭学益,公琪琪,石文堂,等. 镍红土矿加压浸出渣磁化焙烧-弱磁选铁精矿的研究[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2012, 43(6): 2048-2053.
- [13] 董梦奇. 红土镍矿加压酸浸渣铁资源的回收利用[D]. 昆明:昆明理工大学, 2023.
- [14] 罗良飞,李宗蔚,钟志刚,等. 红土镍矿浸渣选铁试验研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(5): 47-49.

## Experimental Study on Reduction Roasting-Reduction Smelting of Leaching Residue of Laterite Nickel Ore

XU Guoli, XU Xiaofeng, LI Chong, LI Guangjian, LI Shuchao, HUO Qianyu  
(China ENFI Engineering Corporation, Beijing 100038, China)

**Abstract:** Leaching residue of laterite nickel ore, as a by-product of sulfuric acid high-pressure acid leaching (HPAL) for nickel and cobalt extraction, is rich in valuable metals such as iron and chromium. Its large-scale stockpiling is not only a waste of resources but also has a risk of heavy metal contamination. This study used a reduction roasting-reduction smelting process to recover valuable metals from the leaching residue. The results show that under the conditions of adding 2.0% anthracite, roasting temperature of 900 °C and roasting time of 45 min, the sulfur content of leaching residue decreases from 3.57% to 0.056% and the desulfurization rate reaches 98.69%, which can effectively eliminate the influence of sulfur on the subsequent smelting. For reduction smelting of the roasted calcine, under the conditions of carbon ratio 0.85, alkalinity 0.9, smelting temperature 1550 °C and smelting time 30 min, the recovery rates of iron and chromium are 94.41% and 59.79%, respectively. The resulting alloy can partially substitute conventional steelmaking raw materials, while the slag is suitable for producing active admixtures. This process provides a novel technical pathway for the comprehensive resource utilization of laterite ore leach residue.

**Key words:** leaching residue of laterite nickel ore; resource utilization; reduction roasting; reduction smelting; ferroalloy