红土镍矿酸浸渣矿相转化工艺对比及机理分析①

杨旭，罗良飞，李宗蔚，钟志刚
（长沙矿冶研究院有限责任公司，湖南 长沙 410012）

摘　要：针对 TFe 品位 51.38%、S 含量 2.01%的红土镍矿酸浸渣，开展不同矿相转化工艺对比试验研究。结果表明，磁化焙烧与直接还原焙烧试验得到的焙烧产物存在矿物种类繁多、嵌布关系复杂等问题，不利于后续铁硫分离与分选作业；富氢环境、焙烧温度 900 ℃、焙烧时间 60 min 所得焙烧矿经磨矿-磁选，获得了 TFe 品位 72.50%、S 含量 0.067%的低硫铁精矿。富氢环境下焙烧可有效实现金属铁和硫的高效分离，有利于后续冶炼作业。

关键词：红土镍矿；硫酸浸渣；磁化焙烧；直接还原；气基还原；富氢环境
中图分类号：TF046　　**文献标志码**：A　　doi:10.3969/j.issn.0253-6099.2025.06.023
文章编号：0253-6099(2025)06-0130-04

Comparison and Mechanism Analysis of Mineral Phase Transformation Process for Acid Leaching Residue of Lateritic Nickel Ore

YANG Xu, LUO Liangfei, LI Zongwei, ZHONG Zhigang
(*Changsha Research Institute of Mining and Metallurgy Co., Ltd., Changsha* 410012, *Hunan*, *China*)

Abstract: As for the acid leaching residue of lateritic nickel ore with a TFe grade of 51.38% and S content of 2.01%, a comparative experimental study was carried out for different phase transformation processes. The results show that tests with magnetizing roasting and direct reduction roasting processes generate roasted products containing a wide variety of minerals with complex dissemination characteristics, which is not conducive to subsequent iron-sulfur separation and sorting operations. The lateritic nickel ore, after having been roasted at a hydrogen-rich environment at 900 ℃ for 60 min, is subjected to grinding and magnetic separation, producing a low-sulfur iron concentrate with a TFe grade of 72.50% and a S content of 0.067%. It is concluded that such roasting process at a hydrogen-rich environment can make iron and sulfur effectively separated from each other, which is conducive to subsequent smelting operations.

Key words: lateritic nickel ore; sulfuric acid leaching residue; magnetizing roasting; direct reduction; gas-based reduction; hydrogen-rich atmosphere

湿法冶金是褐铁矿型红土镍矿提镍简单、高效的工艺，但是湿法提镍会产生大量酸浸渣，每生产 1 t 金属产品大约产生 200 t 酸浸渣，该酸浸渣是红土镍矿在高温高压条件下酸浸产排的含硫铁渣固体废弃物[1-4]。红土镍矿经过高温高压酸浸，矿物原有的结构被破坏，生成新物相，使其成分和矿物特性更加复杂，化学结晶的铁钒和赤铁矿粒度极细、S 含量高，分离难度大。因此，如何高效处置消纳红土镍矿含硫铁渣，实现提铁降硫，是该渣综合利用的关键。

红土镍矿酸浸渣提铁后所得铁精矿要求硫品位不超过 0.2%[2]。目前，国内外对含硫铁渣提铁降硫的研究较少，已有研究[5-7]主要以碳基为还原剂，对红土镍矿酸浸渣进行还原焙烧，实现提铁降硫，但焙烧后需降温再进行磁选才能得到合格铁精矿，工艺流程较长。本文对红土镍矿酸浸渣进行还原焙烧，对比了磁化焙烧-磨矿-磁选、直接还原焙烧-磨矿-磁选、富氢环境下矿相重构同步脱硫-磨矿-磁选的提铁降硫效果，为制备符合冶炼标准的铁精矿产品提供技术方案参考与理论依据。

1　试验样品与方法

1.1　试验样品

试验样品为某公司在海外处理红土镍矿时产排的

① **收稿日期**：2025-06-15
基金项目：国家重点研发计划(2021YFC2902504)
作者简介：杨旭(2000—)，男，河北邯郸人，硕士研究生，主要研究方向为矿产资源综合利用。E-mail:945710899@qq.com

含硫铁渣,样品化学多元素分析结果见表 1,样品 XRD 图谱见图 1。

表 1　样品化学多元素分析结果(质量分数)

Table 1　Multi-elemental analysis of sample　%

TFe	FeO	Fe_2O_3	Ni	Co	Cr	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3
51.38	2.01	71.17	0.16	0.002 4	2.86	7.97	0.12	4.26
CaO	MgO	MnO	K_2O	Na_2O	P	S	C	烧失
0.038	0.56	0.28	0.005 4	0.023	0.010	2.01	0.034	8.56

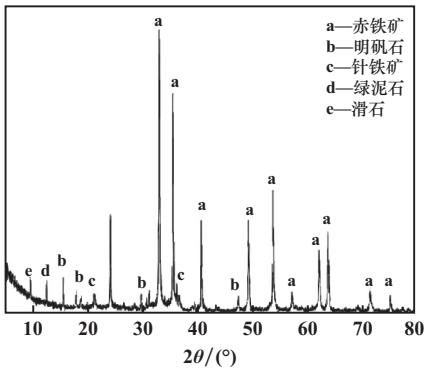


图 1　样品 XRD 图谱

Fig. 1　XRD pattern of sample

由表 1 可知,该样品 TFe 品位 51.38%,需进一步富集;有害元素主要是硫和磷,其中磷含量不高,影响较小,但硫含量达 2.01%,需注意硫在试验过程中的富集情况。由图 1 可知,铁主要以赤铁矿形式存在。

对样品进行了硫化学物相分析,结果见表 2。样品中硫主要以硫酸盐形式存在,分布率高达 94.03%。

表 2　硫化学物相分析结果

Table 2　Chemical phase analysis of sulfur

硫物相	含量(质量分数)/%	分布率/%
硫酸盐中硫	1.89	94.03
硫化物中硫	0.11	5.47
元素硫	0.01	0.50
合计	2.01	100.00

1.2　试验方法

本试验旨在通过不同焙烧工艺实现铁物相的定向转化与硫的高效脱除。将样品置于直径50 mm的石墨黏土坩埚中,在设定条件下焙烧;焙烧完成后取出样品,室温冷却;然后将焙烧矿磨矿至−0.074 mm粒级占80%,在磁场强度0.15 T条件下磁选,获得铁精矿。

1.2.1　*磁化焙烧-磨矿-磁选试验*

磁化焙烧试验在 SX-12-10 型马弗炉中进行。利用还原剂(大西沟煤)将弱磁性铁矿物(如赤铁矿、褐铁矿)转化为强磁性磁铁矿,实现提铁。通过改变焙烧温度、还原剂用量,优化铁物相转化与硫脱除的条件。

1.2.2　*直接还原焙烧-磨矿-磁选试验*

直接还原焙烧试验在 BLF-1800 型升降炉中进行。直接还原焙烧的特点是通过更高的焙烧温度促使硫化物或硫酸盐分解,同时利用还原剂将铁氧化物直接还原为金属铁。主要考察焙烧温度对硫物相转化与金属铁转化率的影响。

1.2.3　*富氢环境下矿相重构同步脱硫技术*

富氢环境下的矿相重构同步脱硫试验在 QSH-VTF-1200T 型真空旋转管式炉中进行。在富氢还原气氛下同步实现弱磁性铁矿物金属化转变与深度脱硫,其独特之处在于使用 N_2作为保护气体,并在目标温度下切换为 H_2或 H_2混合气体,利用 H_2的强还原性将铁氧化物还原为金属铁,同时将赋存于矿物中的硫转化为 H_2S 气体排出。通过调控焙烧温度与还原气氛组成,实现矿相重构与脱硫的协同优化。

2　结果与讨论

2.1　磁化焙烧-磨矿-磁选试验

焙烧时间 70 min、还原剂大西沟煤质量分数 15% 条件下焙烧,所得焙烧矿经磨矿-磁选获得铁精矿,考察了焙烧温度对铁精矿指标的影响,结果见图 2。由图 2 可知,随着焙烧温度升高,TFe 品位逐渐升高,铁回收率先升高后降低,焙烧温度 800 ℃时铁回收率最高。确定适宜的焙烧温度为 800 ℃。

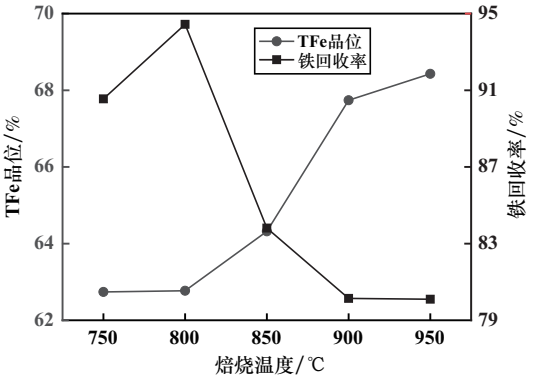


图 2　焙烧温度对磁化焙烧-磨矿-磁选铁精矿指标的影响

Fig. 2　Effect of roasting temperature on indicators of iron concentrate from magnetizing roasting - grinding - magnetic separation process

焙烧温度 800 ℃,其他条件不变,考察了还原剂用量对铁精矿指标的影响,结果见图 3。由图 3 可知,随着还原剂用量增加,TFe 品位逐渐升高,回收率先升高后降低。综合考虑 TFe 品位和回收率,确定适宜的还原剂用量为 15%。

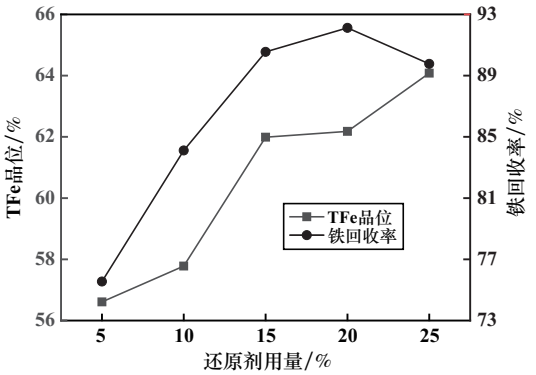


图 3 还原剂用量对磁化焙烧-磨矿-磁选铁精矿指标的影响

Fig. 3 Effect of reducing agent dosage on indicators of iron concentrate from magnetizing roasting - grinding - magnetic separation

焙烧时间 70 min、焙烧温度 800 ℃、还原剂煤用量 15%条件下所得的焙烧矿经磨矿-磁选,获得了 TFe 品位 62.77%、硫含量 1.78%、铁回收率 94.04%的铁精矿。磁化焙烧产物主要矿物组成见表 3。焙烧产物中主要矿物为磁铁矿。

表 3 磁化焙烧产物主要矿物组成(质量分数)

Table 3 Main compositions of magnetized roasting product %

磁铁矿	铁铝氧化物	铬铁尖晶石	含铁硅酸盐	其他
75.7	2.5	11.6	9.2	1.0

为进一步探究磁化焙烧产物的形貌结构,对样品进行了背散射电子扫描分析,结果见图 4。由图 4 可知,微细粒磁铁矿(M)围绕磁铁矿集合体团块形成磁链;进一步放大观察,样品中微细粒铬铁尖晶石(Sp)、含铁硅酸盐(G)以及铁铝氧化物(B)呈浸染状分布在极细的磁铁矿(M)构成的基底中。磁化焙烧达到了将弱磁性赤铁矿转化为强磁性磁铁矿的目的,但其他杂质矿物呈浸染状分布在磁铁矿中,颗粒极细,难以充分解离,不利于铁品位的提高。

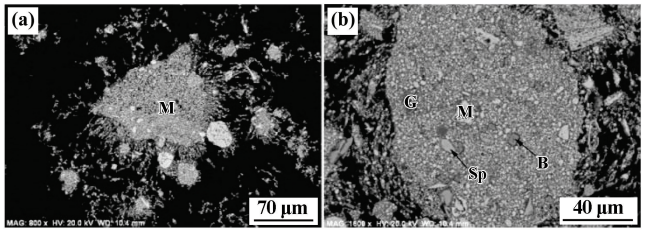


图 4 磁化焙烧产物背散射电子扫描图像

Fig. 4 Backscattered electron scanning images of magnetizing roasting product

2.2 直接还原焙烧-磨矿-磁选试验

焙烧时间 70 min,还原剂煤粉用量 25%条件下直接还原焙烧,焙烧矿经磨矿-磁选获得铁精矿,考察了焙烧温度对铁精矿指标的影响,结果见图 5。由图 5 可知,随着焙烧温度升高,铁回收率、硫含量逐渐降低,铁品位逐渐升高。焙烧温度超过 1 200 ℃后,铁品位、硫含量基本不变。适宜的直接还原焙烧温度为 1 200 ℃,此时所得铁精矿 TFe 品位 90.89%、硫含量 0.75%、铁回收率 88.90%。

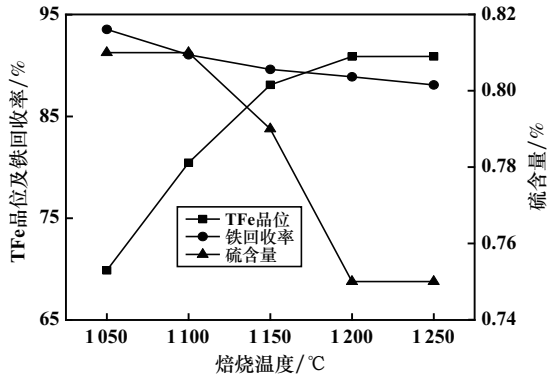


图 5 焙烧温度对直接还原焙烧-磨矿-磁选铁精矿指标的影响

Fig. 5 Effect of roasting temperature on indicators of iron concentrate from direct reduction roasting - grinding - magnetic separation

还原剂煤用量 25%、焙烧温度 1 200 ℃、焙烧时间 70 min 条件下直接还原焙烧产物矿物组成见表 4。产物中铁矿物基本为单一金属铁,脉石矿物为含铁硅酸盐。

表 4 直接还原焙烧产物主要矿物组成(质量分数)

Table 4 Main compositions of direct reduction roasting product %

金属铁	铬铁尖晶石	含铁硅酸盐	其他
77.3	13.6	8.1	1.0

为进一步探究焙烧产物的形貌结构,对直接还原焙烧产物进行了背散射电子扫描分析,结果见图 6。由图 6 可知,金属铁(Fe)结晶粒度不均匀,在不同的集合体中变化较大;进一步放大观察,样品中极细的铬铁尖晶石(Sp)与含铁硅酸盐(G)充填在微细粒金属铁(Fe)粒间,构成复杂的嵌布关系。由于金属铁

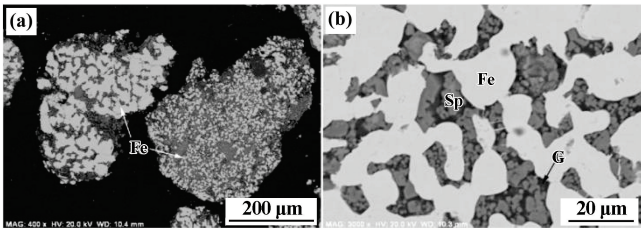


图 6 直接还原焙烧产物背散射电子扫描图像

Fig. 6 Backscattered electron scanning images of direct reduction roasting product

可磨度差,难以通过磨矿的方式实现金属铁与脉石的解离。

2.3　富氢环境下矿相重构同步脱硫技术

氢气气氛和氮气保护条件下,焙烧温度对焙烧产物烧失率、磁选铁精矿硫含量和 TFe 品位的影响如图 7所示。由图 7 可知,随着焙烧温度升高,在氢气气氛中烧失率保持在 30%~33%之间,硫含量逐渐降低,TFe 品位逐渐升高,900 ℃时,硫含量降到最低且 TFe 品位最高。随着温度升高,在氮气气氛中烧失率基本保持在 8%~9%之间,硫含量逐渐降低,但始终高于氢气气氛的相应值,TFe 品位基本保持在 56%左右。由此可知,氢气气氛对提铁降硫具有显著影响。

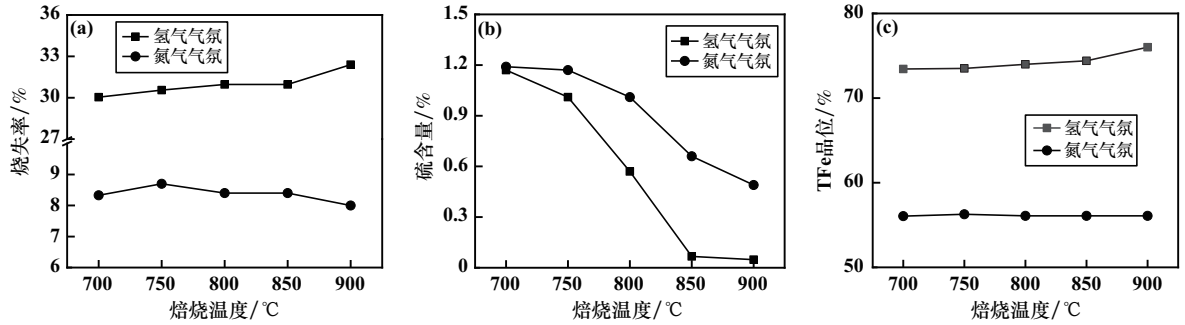


图 7　不同气氛下焙烧温度对焙烧产物烧失率、磁选铁精矿硫含量和 TFe 品位的影响

Fig. 7　Effect of roasting temperature on loss rate of roasting product, S content and TFe grade of iron concentrate at different atmospheres

通过控制单一变量试验确定富氢环境下矿相重构同步脱硫的优化条件为:焙烧温度 900 ℃、氢气气氛、焙烧时间 60 min,该条件下所得产物主要矿物组成见表 5,背散射电子扫描分析结果见图 8。该条件下所得还原产物中铁主要以金属铁形式存在,其次为铁氧化物;脉石矿物基本为含铁硅酸盐。微细粒铬铁尖晶石(Sp)、含铁硅酸盐(G)呈浸染状嵌布在金属铁(Fe)和铁氧化物(A)混杂构成的基底中。由放大图可知,铁氧化物(A)分布在金属铁(Fe)边缘,有明显的矿物边界和颗粒边界,这有利于二者的解离和后续作业。该焙烧矿经磨矿-磁选,可获得 TFe 品位 72.50%、硫含量 0.067%的铁精矿产品。

表 5　富氢环境下矿相重构同步脱硫产物主要矿物组成(质量分数)

Table 5　Mineral composition of sample after mineral phase reconstruction and simultaneous desulfurization at a hydrogen-rich environment　%

金属铁	铁氧化物	铬铁尖晶石	含铁硅酸盐	其他
55.8	20.4	9.2	13.6	1.0

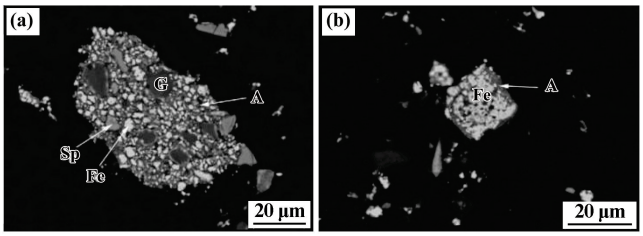


图 8　富氢环境下矿相重构同步脱硫产物背散射电子扫描图像

Fig. 8　Backscattered electron scanning images of sample after mineral phase reconstruction and simultaneous desulfurization at a hydrogen-rich environment

3　结论

1) 磁化焙烧-磨矿-磁选可以在焙烧温度 800 ℃下获得铁回收率 94.04%的铁精矿,但由于杂质矿物浸染严重,TFe 品位只有 62.77%,且脱硫效果有限,硫含量为 1.78%。

2) 直接还原焙烧-磨矿-磁选可以在焙烧温度 1 200 ℃下获得 TFe 品位 90.89%、硫含量 0.75%、铁回收率88.90%的铁精矿,但金属铁与脉石矿物紧密连生,可磨性差,难以有效解离。

3) 富氢环境下矿相重构同步脱硫-磨矿-磁选可以在焙烧温度 900 ℃下获得 TFe 品位 72.50%的铁精矿,其中硫含量降至 0.067%,且矿物边界清晰,有利于后续分选,展现出良好的工业应用潜力。富氢气氛下的矿相重构同步脱硫技术在实现铁高效富集与深度脱硫方面优势显著,为复杂铁矿资源清洁利用提供了新方向。

参考文献(References):

[1]　及亚娜,孙体昌,蒋曼,等. 煤种对红土镍矿直接还原焙烧-磁选的影响[J]. 有色金属(选矿部分), 2011(1):27-30.
JI Yana, SUN Tichang, JIANG Man, et al. The effect to nickel-bearing laterite by direct reduction roasting-magenetic separation with different types of coal[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2011(1):27-30.

(下转第 139 页)

in Chinese and English), 2021,38(2):168-173.

[13] 田海锋,廖建康,查飞,等. 丙烷与二氧化碳耦合制丙烯的热力学模拟研究[J]. 西北师范大学学报(自然科学版), 2019,55(2):94-99.
TIAN Haifeng, LIAO Jiankang, ZHA Fei, et al. Thermodynamic simulation of propane coupling with carbon dioxide to propylene[J]. Journal of Northwest Normal University (Natural Science), 2019, 55(2):94-99.

[14] 郑光亚,陈正杰,辜芳,等. 不同气氛下硫酸铝高温分解热力学分析[J]. 化学研究, 2019,30(3):248-253.
ZHENG Guangya, CHEN Zhengjie, GU Fang, et al. Thermodynamic analysis of high temperature decomposition of aluminum sulfate in different atmospheres[J]. Chemical Research, 2019,30(3):248-253.

[15] 潘斌. Cu_2ZnSnX_4(X=S,Se)薄膜的纳米颗粒法制备及反应机理研究[D]. 合肥: 中国科学技术大学, 2014.
PAN Bin. Fabrication of Cu_2ZnSnX_4(X=S,Se) thin films from nanoparticles and investigation on its reaction mechanism[D]. Hefei: University of Science and Technology of China, 2014.

[16] 高丽霞,戴子林,吴海鹰,等. 铁矾渣酸浸液磷酸除铁副产磷酸铁性能研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2020(7):81-85.
GAO Lixia, DAI Zilin, WU Haiying, et al. Study onperformance of iron phosphate produced by iron removal with phosphoric acid from acid leaching solution of jarosite slag[J]. Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy), 2020(7):81-85.

[17] 张宝,李新海,朱炳权,等. 沉淀-碳热还原联合法制备橄榄石磷酸铁锂[J]. 中国有色金属学报, 2006(8):1445-1449.
ZHANG Bao, LI Xinhai, ZHU Bingquan, et al. Synthesis of lithium ironphospho-olivines by aqueous precipitation and carbothermal reduction[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2006(8): 1445-1449.

[18] 武玉玲,蒲薇华,任建国,等. 纳米 $FePO_4$ 的合成及其正极材料 $LiFePO_4$/C 的电化学性能研究[J]. 无机材料学报,2012,27(4):422-426.
WU Yuling, PU Weihua, REN Jianguo, et al. Synthesis of nano $FePO_4$ and electrochemical characterization of composite cathode material $LiFePO_4$/C[J]. Journal of Inorganic Materials, 2012,27(4): 422-426.

[19] 袁静楠. 不同晶型磷酸铁的制备及与磷酸亚铁锂间的相互转换关系[D]. 郑州:郑州大学, 2012.
YUAN Jingnan. Study on preparation of different crystalsyst $FePO_4$ and mutual transformation relationship $FePO_4$ and $LiFePO_4$[D]. Zhengzhou: Zhengzhou University, 2012.

引用本文:秦存鹏,时振栓,饶明璐,等. 磷酸铁合成及脱水反应的热力学分析[J]. 矿冶工程, 2025,45(6):134-139.
QIN Cunpeng, SHI Zhenshuan, RAO Minglu, et al. Thermodynamic analysis of iron phosphate synthesis and dehydration reactions[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2025,45(6):134-139.

(上接第 133 页)

[2] 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.
DONG Zaizheng, WEN Guodong, YUAN Shuai, et al. Progress in comprehensive utilization of acid leaching residue of laterite nickel ore[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2024(5): 14-23.

[3] 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.
LUO Liangfei, LI Zongwei, ZHONG Zhigang, et al. Experimental study on iron recovery from leaching residue of lateritic nickel ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023,43(5):47-49.

[4] 王寨寨,李博,魏永刚. 红土镍矿处理工艺研究现状[J]. 矿产综合利用, 2022(5):95-101.
WANG Zhaizhai, LI Bo, WEI Yonggang. Research status of laterite nickel ore processing technology[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(5):95-101.

[5] 刘凯华,李淑梅,李辉,等. 镍红土矿酸浸渣生物质磁化焙烧-磁选回收铁精矿试验研究[J]. 有色冶金节能, 2016,32(2):14-17.
LIU Kaihua, LI Shumei, LI Hui, et al. Recovery of iron concentrate from acid leaching residue of nickel laterite by biomass magnetic roasting-magnetic separation[J]. Energy Saving of Nonferrous Metallurgy, 2016,32(2):14-17.

[6] CAO Z H, MA B Z, ZHOU J S, et al. The study for reduction roasting of laterite residue in the presence of CaF_2[J]. Process Safety and Environmental Protection, 2022,168:1-9.

[7] ZHOU J S, CAO Z H, MA B Z, et al. Effective separation and recovery of iron and chromium from laterite residue in the presence of calcium chloride[J]. Process Safety and Environmental Protection, 2022, 166:638-648.

引用本文:杨旭,罗良飞,李宗蔚,等. 红土镍矿酸浸渣矿相转化工艺对比及机理分析[J]. 矿冶工程, 2025,45(6):130-133.
YANG Xu, LUO Liangfei, LI Zongwei, et al. Comparison and mechanism analysis of mineral phase transformation process for acid leaching residue of lateritic nickel ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2025,45(6): 130-133.