doi: 10.3969/j.issn.1005-7854.2026.02.020
引用格式：曹志河，窦东阳，马保中，陈永强，王成彦 . 红土镍矿硝酸加压浸出渣生物质还原炼铁[J]. 矿冶，2026，35(2)：336-343.
CAO Zhihe, DOU Dongyang, MA Baozhong, CHEN Yongqiang, WANG Chengyan. Direct Reduction Ironmaking Process for Nitric Acid Pressure Leaching Residue from Laterite Nickel Ore[J]. Mining and Metallurgy, 2026, 35(2): 336-343.

红土镍矿硝酸加压浸出渣生物质还原炼铁

曹志河 窦东阳 马保中 陈永强 王成彦
（北京科技大学 冶金与生态学院，北京 100083）

摘 要：红土镍矿作为全球镍资源的主要来源（占比超70%），其开发利用对新能源动力电池与不锈钢生产至关重要。当前主流的硫酸高压酸浸（HPAL）工艺虽能实现95%以上的镍钴回收率，但每生产1 t金属镍会产生 100~200 t浸出渣，渣中含硫2%~5%，长期堆存不仅占用土地，还存在重金属泄漏风险。现有磁化焙烧—磁选、还原熔炼等回收技术，因硫含量高、工艺成本高难以推广。本课题组创新开发硝酸加压浸出工艺，经中试验证运行稳定，在180~210 ℃、1.5~2 MPa条件下，镍钴浸出率超95%，铁浸出率不足1%，产出的浸出渣含铁量超55%且不含硫。为实现红土镍矿硝酸加压浸出渣的资源化利用，缓解我国钢铁原料短缺问题，本文以花生壳为还原剂，开展了生物质直接还原炼铁工艺研究。试验探究了焙烧温度、花生壳与浸出渣配比及反应时间对铁、铬回收效果的影响，并结合ICP-OES、XRD、SEM-EDS等手段分析了还原过程物相转变规律。结果表明，最佳工艺条件为：焙烧温度1 500 ℃、花生壳配比0.75 $g \cdot g^{-1}$（花生壳与浸出渣质量比）、反应时间120 min。在此条件下，浸出渣中铁、铬回收率分别达92.35%、81.23%，所得合金产品中铁、铬含量分别为91.85%、1.98%。研究发现，升高温度可促进金属铁的迁移、富集与长大，减少渣相夹带损失；适宜的花生壳用量能强化铬铁矿分解及铁铬共熔。该研究为红土镍矿冶炼固废资源化及钢铁产业低碳原料供给提供了新路径。

关键词：红土镍矿；浸出渣；赤铁矿；生物质还原；铁铬；资源化利用
中图分类号：TF56 **文献标志码：**A **文章编号：**1005-7854（2026）02-0336-08

Direct reduction ironmaking process for nitric acid pressure leaching residue from laterite nickel ore

CAO Zhihe DOU Dongyang MA Baozhong CHEN Yongqiang WANG Chengyan
(School of Metallurgical and Ecological Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract: Laterite nickel ore, accounting for over 70% of global nickel resources, is crucial for the production of new energy power batteries and stainless steel. Although the current mainstream high-pressure acid leaching (HPAL) process can achieve a nickel-cobalt recovery rate of over 95%, it generates 100–200 tons of leach residue per ton of metallic nickel. The residue contains 2%–5% sulfur, and its long-term stockpiling not only occupies land but also poses a risk of heavy metal leakage. Existing recovery technologies such as magnetization roasting-magnetic separation and reduction smelting are difficult to popularize due to high sulfur content and high process costs. Our research team has innovatively developed a pressure leaching process with nitric acid, which has been verified to operate stably through pilot-scale tests. Under the conditions of 180–210 ℃ and 1.5–2 MPa, the leaching rate of nickel and cobalt exceeds 95%, while the iron leaching rate is less than 1%. The produced leach residue has an iron content of over 55% and is sulfur-free. To realize the resource utilization of the laterite nickel ore nitric acid pressure leaching residue and alleviate the shortage of iron and steel raw materials in China, this study conducted

收稿日期：2025-10-22 **修回日期：**2025-11-20 **录用日期：**2025-12-16
基金项目：国家自然科学基金资助项目(U2202254)
第一作者：曹志河，博士，讲师，研究方向为固废资源化回收利用。E-mail：caozhihe@ustb.edu.cn
通信作者：马保中，博士，教授；E-mail：bzhma_ustb@yeah.net
©Mining and Metallurgy Editorial Department 2026. This is an open access article under the CC-BY-NC-ND 4.0 License.

research on the biomass direct reduction ironmaking process using peanut shells as the reducing agent. Experiments investigated the effects of roasting temperature, mass ratio of peanut shells to leach residue, and reaction time on the recovery efficiency of iron and chromium. The phase transformation laws during the reduction process were analyzed by means of ICP-OES, XRD, and SEM-EDS. The results show that the optimal process conditions are: roasting temperature of 1 500 ℃, peanut shell ratio of 0.75 $g \cdot g^{-1}$ (peanut shell : leaching residue), and reaction time of 120 min. Under these conditions, the recovery rates of iron and chromium from the leach residue reach 92.35% and 81.23%, respectively, and the contents of iron and chromium in the obtained alloy product are 91.85% and 1.98%, respectively. It was found that increasing the temperature promotes the migration, enrichment, and growth of metallic iron, reducing the entrainment loss of slag phase. An appropriate dosage of peanut shells can enhance chromite decomposition and iron-chromium eutectic formation. This study provides a new pathway for the resource utilization of laterite nickel ore smelting solid waste and the low-carbon raw material supply for the iron and steel industry.

Key words: laterite nickel ore; leaching residue; hematite; biomass reduction; iron and chromium; resource utilization

红土镍矿作为全球镍资源的主要来源（占比超70%），其开发利用对新能源产业（如动力电池）和不锈钢生产至关重要[1,2]。当前主流的硫酸高压酸浸（HPAL）工艺通过高温高酸高压条件实现镍钴选择性浸出，镍钴回收率可达95%以上，但每生产1 t金属镍会产生100~200 t浸出渣。这些渣中含铁量高达30%~55%（以赤铁矿为主），同时含有硫（2%~5%）、铬等元素，长期堆存不仅占用土地，还存在重金属泄漏风险[3-5]。尽管已有磁化焙烧—磁选、还原熔炼等技术尝试回收铁，但硫含量高、工艺成本高仍是制约瓶颈[6,7]。LEI等[8]采用非熔融态金属化还原—磁选工艺将硫酸加压浸出渣中硫含量从3.7%脱除至0.7%，同时产品中铁富集至87%。郭学益等[6]采用磁化焙烧—弱磁磁选的方式处理硫酸加压浸出渣，得到的铁精矿铁品位为64%，含硫0.16%，但该工艺需要防止磁铁矿的过度还原。徐郭莉等[9]采用还原焙烧—还原熔炼工艺处理硫酸加压浸出渣，通过还原焙烧将浸出渣中硫含量从3.57%降低至0.056%，脱硫产物在1 550 ℃条件下进行还原熔炼生产铁铬合金。为解决硫酸高压浸出过程浸出渣含硫资源化利用困难等问题，本课题组创新开发了硝酸加压浸出工艺，在180~210 ℃、1.5~2 MPa条件下，超过95%的镍钴被浸出，同时铁的浸出率不足1%，浸出渣含铁>55%且不含硫，已完成中试扩大试验，生产运行稳定[10-12]。

当下，我国铁矿石产业正深陷多重困境。从资源供给看，国内铁矿以贫矿为主，平均品位不足35%，远低于澳大利亚、巴西等主产国60%以上的富矿水平，导致开采成本居高不下[13]。为满足钢铁产业需求，我国铁矿石对外依存度长期维持在80%以上，每年进口量超11亿t，其中70%以上来自澳大利亚必和必拓、力拓与巴西淡水河谷三大巨头，形成高度集中的供应格局[14,15]。这种结构性依赖直接导致产业安全风险加剧：国际矿商通过控制产能与海运渠道主导定价权，近五年铁矿石价格波动率高达40%，多次引发国内钢铁企业成本剧烈波动，严重制约产业链稳定性[16]。

现有研究主要采用煤做还原剂，制约了冶金行业的降碳减排进程。基于此，本研究以红土镍矿硝酸加压浸出渣为原料，采用生物质作为还原剂。渣中铁品位最高可达60%以上，且硫含量极低，无需复杂预处理即可满足炼铁原料要求，可有效缓解铁矿石进口依赖。更重要的是，结合生物质还原技术，可构建“固废资源化—低碳炼铁”的全新路径，既破解镍冶炼固废堆存难题，又为钢铁产业提供低碳原料解决方案，在资源安全与生态保护双重维度具有不可替代的战略价值。

1 试验

1.1 材料与试剂

试验用原料为褐铁型红土镍矿经硝酸加压浸出，浸出条件为：硝酸浓度220 $g \cdot L^{-1}$、浸出温度190 ℃、浸出时间为1 h、液固比2.5∶1 $mL \cdot g^{-1}$（体积质量比）后洗涤得到，浸出渣的残酸含量极低，其他成分见表1，XRD图谱和SEM照片见图1。由表1可知，浸出渣中铁含量高达59.62%，含铬1.63%，硅含量为2.41%，此外还有少量铝镁等元素。从图1可以看出，浸出渣中的铁主要以赤铁矿的形式存在，还有少量的

表1 硝酸加压浸出渣的主要化学成分

Table 1 Main chemical composition of the nitric acid pressure leaching residue /%

元素	Fe	Cr	Al	Mg	Si
含量	59.62	1.63	0.37	0.15	2.41

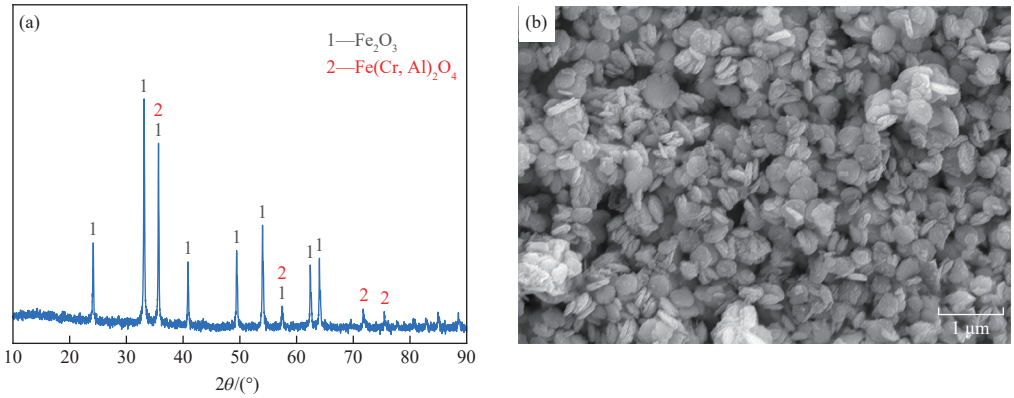


图1 红土镍矿硝酸加压浸出渣的: (a)XRD图谱; (b)SEM图像

Fig. 1 Nitric acid pressure leaching residue of laterite nickel ore: (a) XRD pattern; (b) SEM image

铬铁尖晶石相，未检测到其他元素的赋存物相。浸出渣微观呈片状结构，颗粒十分细小，尺寸不足1 μm，进一步表明很难通过物理手段实现铁的富集。

试验用生物质为花生壳，其工业分析如表2所示。花生壳中固定碳含量为13.70%，挥发分含量为64.56%。以花生壳作为还原剂，随温度升高，将发生一系列的热解挥发过程。图2为花生壳在氮气气氛下以5 ℃·min^{-1}的升温速率所得的TG-DSC曲线。当温度低于115 ℃时，TG曲线有明显的下降，下降幅度约3%，该阶段主要为花生壳内自由水的脱除，该阶段为吸热过程。温度升高至170 ℃前花生壳基本无质量损失。当温度在170~400 ℃时，花生壳发生明显的质量损失，变化幅度为48%，DTG在328 ℃出现特征峰，失重速率为3.42%·min^{-1}。该阶段发生的反应主要是花生壳的热解，花生壳热解分裂产生H_2、CO等还原性气体。结合DSC曲线可知，该过程伴随着吸热反应。当温度超过600 ℃后，失重过程放缓，TG和DTG曲线趋向平缓，热解过程基本完成，此时质量变化为58.1%。

表2 花生壳工业分析结果

Table 2 Proximate analysis results of peanut shell /%

成分	水分	灰分	挥发分	固定碳
含量	8.17	13.57	64.56	13.70

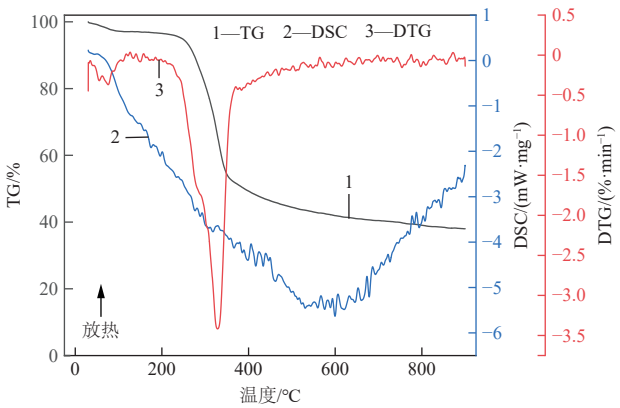


图2 花生壳的TG-DSC分析曲线

Fig. 2 TG-DSC analysis curves of peanut shells

1.2 试验方法

将浸出铁渣置于110 ℃下干燥48 h，研磨至粒径小于75 μm备用。选取花生壳作为生物质原料，经破碎处理后，使其90%以上通过200目(−75 μm)标准筛。将花生壳与浸出铁渣按预设质量比称量并充分混合，随后转移至带盖刚玉坩埚中形成密闭体系。还原试验在马弗炉中进行，全程维持还原性气氛以避免样品氧化。还原结束后，试样随炉自然冷却至室温，随后取出坩埚及样品。系统考察了焙烧温度、花生壳用量及反应时间对浸出铁渣中铁、铬回收率及产品品位的影响，具体实验参数列于表3。

表3 试验参数设定范围

Table 3 Setting ranges of experimental parameters

条件	固定参数	数值
温度/℃	0.85，120 min	1 450，1 475，1 500，1 525
花生壳/浸出渣/(g·g^{-1})	1 500 ℃，120 min	0.65，0.70，0.75，0.80，0.85
还原时间/min	1 500 ℃，0.75	40，80，120，160

采用ICP-OES检测原矿和最终产品中的元素含量。按式(1)计算产品中铁和铬回收率。

$$\eta_{Cr}=\frac{m\times\omega_1}{M\times\omega_{Cr}}\times100\% \quad (1)$$

$$\eta_{Fe}=\frac{m\times\omega_2}{M\times\omega_{Fe}}\times100\% \quad (2)$$

式中，m代表产品的总质量，g；M代表红土镍矿浸出铁渣的质量，g；ω_1和ω_{Cr}分别代表Cr含量在产品和浸出铁渣中的含量，%。ω_2和ω_{Fe}代表Fe含量在产品和浸出铁渣中的含量，%。η_{Fe}和η_{Cr}分别代表Fe和

Cr的回收率，%。

2 结果与讨论

为实现红土镍矿硝酸加压浸出渣中宏量组元铁的高效回收，通过生物质直接还原还原炼铁。为实现赤铁矿的深度还原，研究了焙烧温度、生物质配比和焙烧时间对铁铬还原效果的影响规律。

2.1 焙烧温度的影响

焙烧温度是调控还原过程的关键因素，对生物质热解、赤铁矿还原及金属颗粒生长具有重要影响。通过合理控制焙烧温度，可有效促进生物质热解，强化还原反应，进而实现铁、铬与脉石矿物的高效分离。试验参数如表3所示，不同焙烧温度对还原后合金中铁、铬品位及其回收率的影响如图3所示。

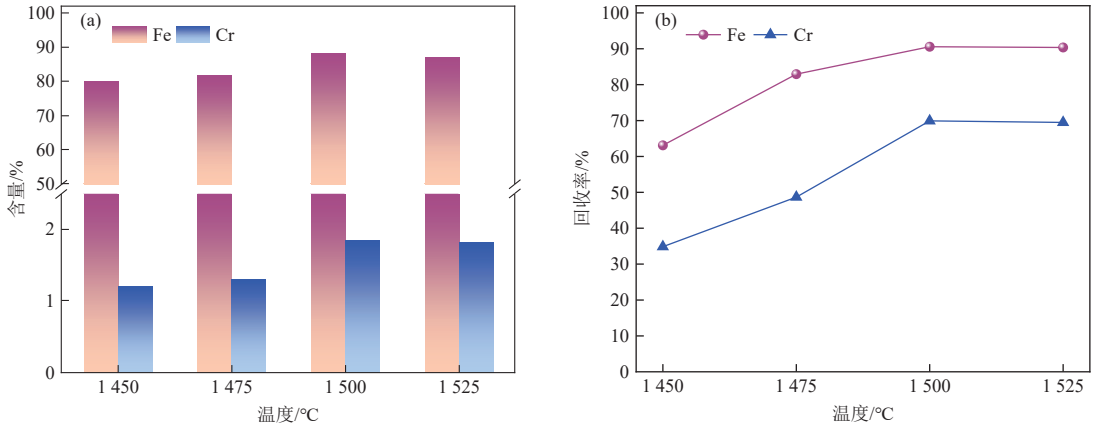


图3 不同焙烧温度时所得还原渣中铁铬含量和铁铬回收率：(a)铁铬含量；(b)铁铬回收率

Fig. 3 Iron and chromium contents and their recovery rates in the reduction slag obtained at different roasting temperatures: (a) iron and chromium contents; (b) iron and chromium recovery rates

当焙烧温度为1 450 ℃时，还原合金中铁、铬含量分别为80.14%和1.21%。随着温度升高至1 500 ℃，合金中铁、铬含量分别增至88.11%和1.86%；继续升高温度，二者含量未出现显著变化。焙烧温度对铁、铬回收率的影响较为显著：在1 450 ℃条件下，铁、铬回收率分别为63.10%和34.85%；温度升至1 500 ℃时，回收率分别提升至90.56%和69.92；进一步提高温度，回收率未见明显改变。

不同焙烧温度下所得合金的XRD谱图及SEM-EDS分析结果分别如图4、图5所示。

当焙烧温度为1 450 ℃时，合金产物中可检测到金属铁、金属铬及二氧化硅的衍射峰。随温度升高，金属铬与二氧化硅的衍射峰消失，而金属铁的衍射峰逐渐增强。由图5(a)可见，1 450 ℃条件下产物中存在含硅相；根据元素含量初步判断，该含硅相主要由铁硅酸盐及二氧化硅组成。其中，二氧化硅主要来源于浸出渣中原有矿相，铁硅酸盐则可能为含铁相与二氧化硅反应所生成。此外，在含硅物相边缘可观察到少量铬的富集区域，这与XRD谱图中金属铬特征峰的出现相吻合。

在1 500 ℃条件下得到的合金产物中未检测到含硅杂质分布，主要元素为铁和铬。然而，不同微区

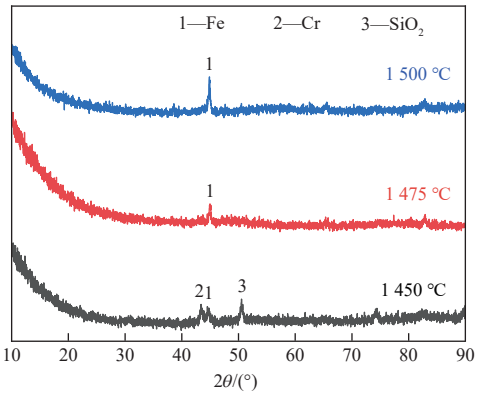


图4 不同焙烧温度时所得还原渣的XRD图谱

Fig. 4 XRD patterns of the reduction slag obtained at different roasting temperatures

铬含量差异显著：点1处铬含量为7.46%，点2处则为1.94%。这表明铬在合金中分布不均，未与铁实现充分共熔。温度升高强化了传质过程，促进铁铬金属间的共熔，并减少金属熔体对脉石矿物的包裹。综合分析可知，本试验条件下较优的焙烧温度为1 500 ℃。

2.2 生物质配比的影响

采用花生壳作为生物质还原剂，其用量对还原效果具有显著影响。根据理论计算，将浸出渣中铁全部还原为金属铁所需的花生壳与浸出渣质量比约

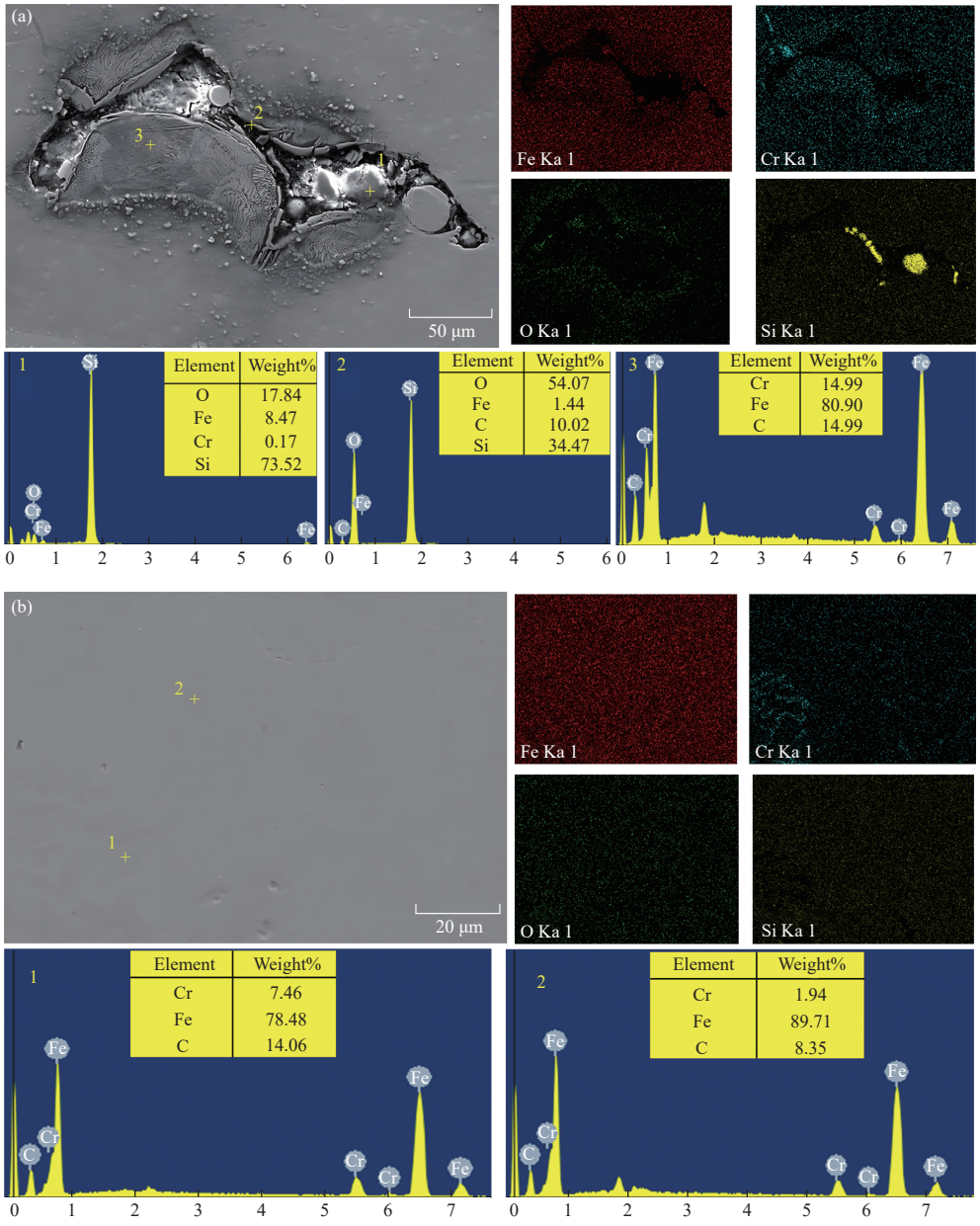


图5 不同焙烧温度时所得还原渣的SEM-EDS图：(a)1 450 ℃；(b)1 500 ℃

Fig. 5 SEM-EDS images of the reduction slag obtained at different roasting temperatures: (a) 1 450 ℃; (b) 1 500 ℃

为0.70 $g \cdot g^{-1}$。不同花生壳配比对合金中铁、铬含量及其回收率的影响如图6所示。

从图6可以看出，当花生壳配比为0.65时，合金中铁、铬含量分别为88.76%和0.73%，铁、铬回收率分别为82.61%和24.85%。由于还原剂用量不足(低于理论值)，赤铁矿未能完全还原，导致铁回收率偏低，铬的还原则更为不充分。当配比提高至理论值0.70时，合金中铁、铬含量分别升至91.79%和1.78%，铁、铬回收率相应提高至86.30%和61.21%。进一步将花生壳配比增至0.75时，合金中铁、铬含量及回收率达到最高值。但继续增加花生壳用量，二者均出现小幅下降。这主要是因为花生壳中含有一定量灰分，过量添加会引入杂质，对合金中铁的富集与回收产生不利影响。因此，在本研究条件下，最佳花生壳配比确定为0.75。

2.3 焙烧时间的影响

焙烧过程涉及生物质热解及赤铁矿等矿物的还原反应，焙烧时间对还原程度具有显著影响。不同焙烧时间下产物中铁、铬含量及其回收率的变化如图7所示。

当焙烧时间较短时，赤铁矿、铬铁矿等矿物的还原不充分。从图7可以看出，焙烧40 min条件下，产物中铁、铬含量分别为77.96%和1.72%，对应回收率分别为71.47%和57.78%，表明此时还原反应尚

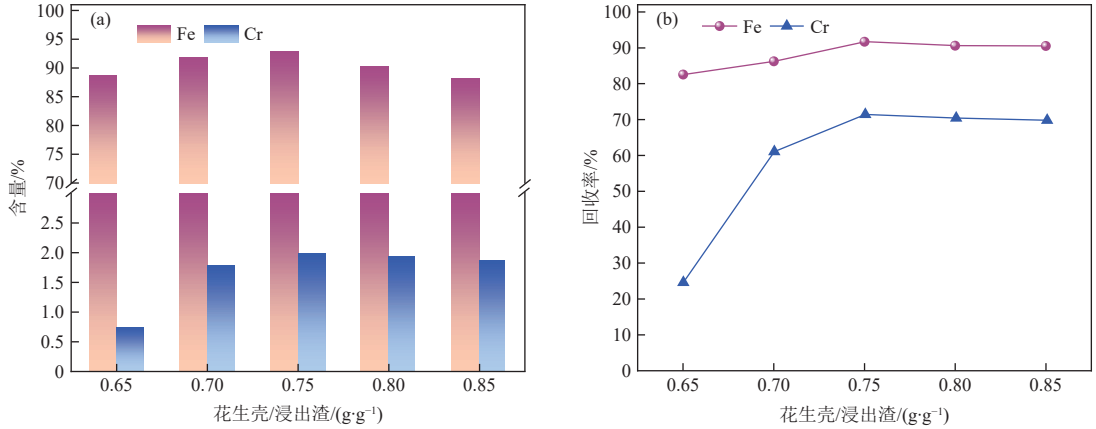


图6　不同花生壳配比时所得还原渣中铁铬含量和铁铬回收率：(a)中铁铬含量；(b)铁铬回收率

Fig. 6　Iron and chromium contents and their recovery rates in the reduction slag obtained with different peanut shell ratios: (a) iron and chromium contents; (b) iron and chromium recovery rates

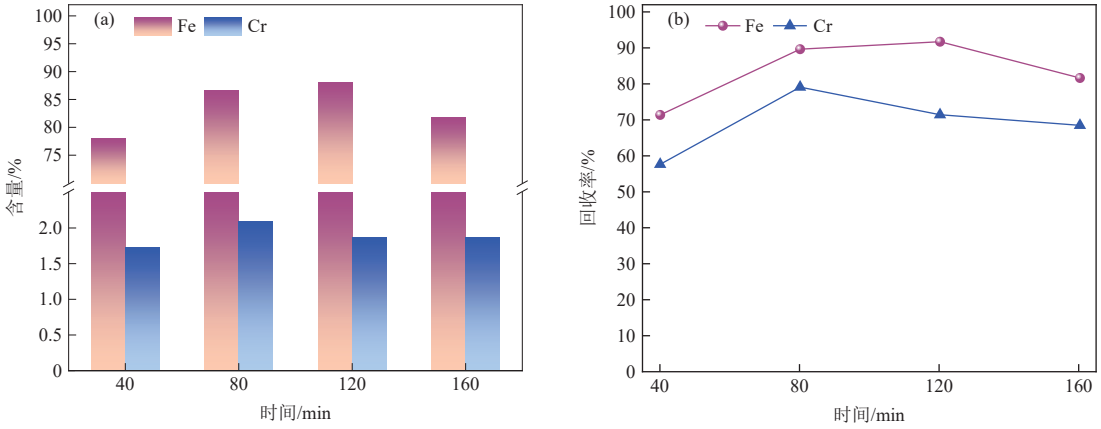


图7　不同焙烧时间时所得还原渣中铁铬含量与铁铬回收率：(a)铁铬含量；(b)铁铬回收率

Fig. 7　Iron and chromium contents and their recovery rates in the reduction slag obtained at different roasting times: (a) iron and chromium contents; (b) iron and chromium recovery rates

未完成。延长焙烧时间至80 min，铬含量及其回收率达到最高值，但含铁矿相的还原仍未完全。继续延长至120 min，铁含量提升至88.11%，铁回收率达91.76%，此时还原效果最优。浸出渣中铬含量较低，其还原所需时间较短，且在铁得到一定程度还原的基础上，还原生成的金属铬可与铁形成共熔体。相比之下，赤铁矿含量较高，其还原需经历从磁铁矿、氧化亚铁到金属铁的多步反应，耗时较长。结合课题组前期对非熔融金属还原过程的研究：赤铁矿还原为金属铁不仅涉及还原反应本身，还包括金属铁颗粒的迁移与长大过程，后者受温度、时间等多因素共同调控。因此，为实现铁、铬两种宏量组元的协同高效回收，本试验确定最佳焙烧时间为120 min。

综上，红土镍矿硝酸加压浸出渣生物质还原炼铁的最佳工艺条件为：温度为1 500 ℃，花生壳配比为0.75，焙烧时间选择为120 min。在该条件下，浸出渣中铁、铬的回收率分别为92.35%、81.23%，合金产品中铁含量为91.85%、1.98%。

2.4　还原焙烧过程物相转变规律

虽然浸出渣的矿物组成相对简单，但仍包含铁、铬、硅等多种元素的物相。其中，铁主要赋存于赤铁矿中，铬以铬铁矿形式存在，硅则主要存在于二氧化硅及硅酸盐中。在高温条件下，铁、铬、硅等元素之间发生相互作用，尤其是铁-硅反应对还原过程具有重要影响。为明确浸出渣在生物质还原过程中矿物相的演变规律，本研究对不同焙烧温度及不同花生壳配比下的还原渣物相进行了分析，结果如图8所示。还原焙烧过程中，渣率低于10%。

如图8(a)所示，在固定花生壳用量为0.70 g·g^{-1}（花生壳与浸出渣质量比）的条件下，当还原温度为1 450 ℃时，渣相中除金属铁外，仍可观察到铬铁矿和二氧化硅的特征衍射峰，说明该温度下铬铁矿的分

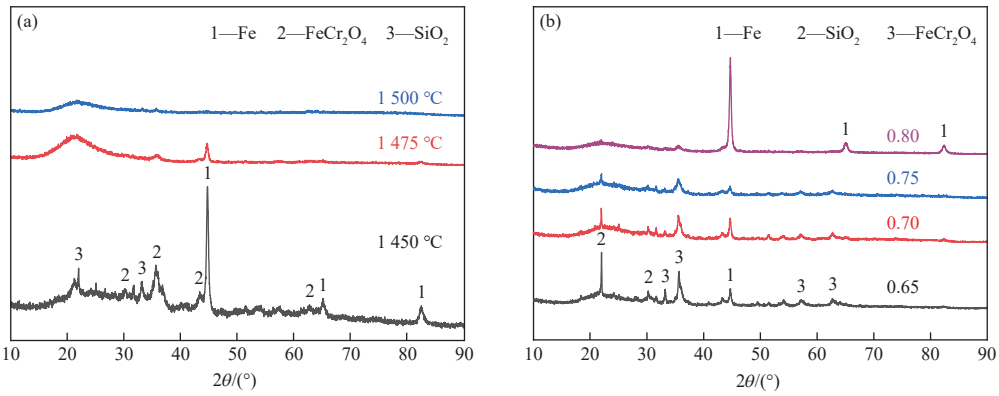


图8 (a) 不同温度与花生壳用量不同时所得还原渣的XRD图谱: (a)不同温度; (b) 不同花生壳用量

Fig. 8 XRD patterns of the reduction slag obtained under different conditions: (a) at different temperatures; (b) with different peanut shell dosages

解尚不完全。金属铁衍射峰较强，可能与金属铁颗粒迁移至渣相并与脉石矿物混杂有关。随还原温度的升高，铬铁矿的特征峰消失，同时金属铁的衍射峰强度减弱，表明升温促进了金属铁相的迁移与聚集，有利于其从渣相中分离并与合金共熔。当温度达到1 500 ℃时，仅在约21.4°处检测到一处宽化的“馒头峰”，主要对应二氧化硅等非晶态物相。由此可见，升高温度不仅能促进铬铁矿分解，还可强化金属铁的迁移与聚合，从而降低渣相中铁的夹带损失。从图8(b)可以看出，当花生壳配用量为0.65 $g \cdot g^{-1}$时，渣相中仍存在金属铁、二氧化硅和铬铁矿的衍射峰，表明还原剂用量不足时铬铁矿分解不彻底。随着花生壳用量增加，铬铁矿与二氧化硅的衍射峰强度逐渐减弱，后者逐渐向非晶态转变。值得注意的是，在整个研究范围内，渣相中始终存在金属铁的特征峰，这一现象与前述不同温度条件下的渣相变化规律一致。

3 结论

1)在焙烧温度1 500 ℃、花生壳与浸出渣质量比为0.75 $g \cdot g^{-1}$、焙烧时间120 min的条件下，可实现铁、铬的高效回收与富集，合金产品中铁、铬含量分别达91.85%和1.98%，铁、铬回收率分别为92.35%和81.23%。

2)升高温度可显著促进金属铁相的迁移、聚集与长大，从而减少其在渣相中的夹带损失。同时，提高温度与增加花生壳配比均能有效推动铬铁矿分解，并强化还原后铬与铁之间的共熔作用，这是实现铁铬协同高效回收的关键。

3)本研究为红土镍矿浸出渣的资源化利用及缓解铁铬原料供应压力提供了潜在的技术路径。为实现浸出渣的大规模消纳，未来工作需致力于筛选来源广泛、还原性能优异的生物质原料，以进一步推动生物质还原炼铁工艺的可持续发展。

参考文献

[1] 赵顶，马保中，王成彦，等. 褐铁型红土镍矿湿法工艺研究进展[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2023, 54(2): 401-414.
ZHAO D, MA B Z, WANG C Y, et al. Research progress of limonitic laterite hydrometallurgy[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2023, 54(2): 401-414.

[2] 左更，李晓杰，陈甲斌，等. 我国金属矿产资源保供体系布局的思考[J]. 中国国土资源经济, 2023, 36(12): 4-9.
ZUO G, LI X J, CHEN J B, et al. Reflections on the layout of China's metal mineral resources supply security system[J]. Natural Resource Economics of China, 2023, 36(12): 4-9.

[3] 马保中，杨玮娇，王成彦，等. 红土镍矿湿法浸出工艺的进展[J]. 有色金属(冶炼部分), 2013(7): 1-8.
MA B Z, YANG W J, WANG C Y, et al. Research progress on hydrometallurgical leaching processes for laterite nickel ore[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2013(7): 1-8.

[4] 施洋. 高压酸浸法从镍红土矿中回收镍钴[J]. 有色金属(冶炼部分), 2013(1): 4-7.
SHI Y. Recovery of nickel and cobalt from laterite nickel ore by high pressure acid leaching[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2013(1): 4-7.

[5] 吴集耀，马保中，陈永强，等. 褐铁型红土镍矿硫酸高压浸出矿物结构变化[J]. 有色金属(冶炼部分), 2024(10): 58-66.
WU J Y, MA B Z, CHEN Y Q, et al. Changes in mineral structure of limonitic laterite nickel ore during sulfuric acid pressure leaching[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2024(10): 58-66.

[6] 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.
GUO X Y, GONG Q Q, SHI W T, et al. Study on magnetizing roasting-low intensity magnetic separation of iron concentrate from pressure leaching residue of laterite nickel ore[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2012, 43(6): 2048-2053.

[7] CAO Z H, MA B Z, ZHOU J S, et al. Efficient recovery of iron and chromium from laterite residue by non-molten metallization reduction[J]. Powder Technology, 2022, 407: 117618.

[8] LEI M G, MA B Z, CHEN Y Q, et al. Effective separation and beneficiation of iron and chromium from laterite sulfuric acid leach residue[J]. ACS Sustainable Chemistry & Engineering, 2020, 8(9): 3959-3968.

[9] 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 G L, XU X F, LI C, 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.

[10] 王成彦, 曹志河, 马保中, 等. 红土镍矿硝酸加压浸出工艺[J]. 过程工程学报, 2019, 19(增刊1): 51-57.
WANG C Y, CAO Z H, MA B Z, et al. Nitric acid pressure leaching of laterite ores[J]. The Chinese Journal of Process Engineering, 2019, 19(Sup.1): 51-57.

[11] CAO Z H, MA B Z, WANG C Y, et al. *E*-pH diagrams for the metal-water system at 150 ℃: thermodynamic analysis and application for extraction and separation of target metals from saprolitic laterite[J]. Minerals Engineering, 2020, 152: 106365.

[12] HE F, MA B Z, QIU Z J, et al. Enhanced extraction of nickel from limonitic laterite via improved nitric acid pressure leaching process[J]. Minerals Engineering, 2023, 201: 108269.

[13] 戚海平, 刘晓燕, 焦琪悦. 双碳背景下我国铁合金渣资源化利用现状与进展[J]. 节能与环保, 2024(4): 24-29.
QI H P, LIU X Y, JIAO Q Y. Current status and progress of ferroalloy slag resource utilization in China under the dual carbon goals context[J]. Energy Conservation and Environmental Protection, 2024, (4): 24-29.

[14] 周倩. 全球铁矿石供应保持增长增量结构持续调整[J]. 冶金管理, 2025(4): 41-44, 50.
ZHOU Q. Global iron ore supply maintains growth with continuous adjustment of incremental structure[J]. China Steel Focus, 2025(4): 41-44, 50.

[15] 肖人荣, 赵鹏军, 肖婷, 等. 新冠疫情期间中国铁矿石进口格局的变化[J]. 热带地理, 2025, 45(3): 423-434.
XIAO R R, ZHAO P J, XIAO T, et al. Changes in China's iron ore import pattern during the COVID-19 pandemic[J]. Tropical Geography, 2025, 45(3): 423-434.

[16] 郑佳莹, 王永志, 代涛, 等. 基于知识图谱的铁矿石安全风险研究进展与未来方向[J]. 中国矿业, 2025, 34(2): 139-148.
ZHENG J Y, WANG Y Z, DAI T, et al. Research progress and future directions of iron ore safety risks based on knowledge graph[J]. China Mining Magazine, 2025, 34(2): 139-148.