湖北某低品位铁尾矿资源的回收工艺研究*

胡勤[1]，郑聪[1]，马冲[1]，龚平[2]

（1.长江大学文理学院， 湖北 荆州市 434020；
2.长江大学 城市建设学院， 湖北 荆州市 434023）

摘要：为实现固体废弃物中铁资源的有效回收，以湖北荆州某低品位铁尾矿铁资源为研究对象，提出反浮选-磁化焙烧-磁选联合回收工艺，高效分离尾矿中弱磁性铁资源。矿物学分析表明，原矿铁品位为18.72%，以弱磁性赤(褐)铁矿为主，嵌布粒度细、脉石含量高。采用反浮选预处理脱除硅铝酸盐脉石，缩减后续工序处理量与能耗，通过试验优化反浮选工艺参数，在磨矿细度75%、矿浆pH=9、可溶性淀粉用量1 500 g/t、十二胺用量400 g/t的条件下，反浮选粗选铁回收率达83.07%，经一次精选后精矿总铁品位提升至43.60%。通过单因素试验确定磁化焙烧-磁选最优参数：焙烧温度650 ℃、焙烧时间30 min、煤粉用量6%、磁感应强度180 mT。该工艺可实现弱磁性赤(褐)铁矿向强磁性磁铁矿定向转化，焙烧后磁性铁品位由0.20%升至43.12%，赤(褐)铁矿铁品位由38.16%降至1.02%。该联合工艺能够实现尾矿中铁资源的高效回收与富集，为尾矿资源化利用提供了技术参考。

关键词：低品位；铁尾矿；铁资源回收；反浮选-磁化焙烧-磁选联合工艺；磁铁矿；参数优化

中图分类号：TD926　　**文献标识码**：A　　**文章编号**：1005-2763(2026)08-0307-09

Study on the Recovery Process of a Low-Grade Iron Tailings Resource in Hubei

Hu Qin[1], *Zheng Cong*[1], *Ma Chong*[1], *Gong Ping*[2]

(1.Yangtze University College of Arts and Sciences, Jingzhou, Hubei 434020, China;
2.School of Urban Construction, Yangtze University, Jingzhou, Hubei 434023, China)

Abstract: To achieve the effective recovery of iron resources from solid waste, a combined recovery process of reverse flotation, magnetizing roasting, and magnetic separation was proposed, taking a low-grade iron tailings resource in Jingzhou, Hubei as the research object, to efficiently separate the weakly magnetic iron resources in the tailings. Mineralogical analysis indicates that the iron grade of the raw ore is 18.72%, and the ore mainly consists of weakly magnetic hematite and limonite, featuring a fine dissemination size and a high gangue content. Reverse flotation pretreatment was adopted to remove aluminosilicate gangue, thereby reducing the processing volume and energy consumption of subsequent processes. The reverse flotation process parameters were optimized through experiments. Under the conditions of a grinding fineness of 75%, a pulp pH of 9, a soluble starch dosage of 1 500 g/t, and a dodecyl amine dosage of 400 g/t, the iron recovery of reverse flotation roughing reaches 83.07%. After one cleaning stage, the total iron grade of the concentrate increases to 43.60%. Through single-factor experiments, the optimal parameters for magnetizing roasting and magnetic separation are determined as follows: a roasting temperature of 650 ℃, a roasting time of 30 min, a pulverized coal dosage of 6%, and a magnetic induction intensity of 180 mT. This process achieves the directional transformation of weakly magnetic hematite and limonite into strongly magnetic magnetite. After roasting, the magnetic iron grade increases from 0.20% to 43.12%, and the iron grade of hematite and limonite decreases from 38.16% to 1.02%. This combined process realizes the efficient recovery and enrichment of iron resources from the tailings, which provides a technical reference for the resource utilization of tailings.

Key words: Low-grade, Iron tailings, Iron resource recovery, Reverse flotation-magnetizing roasting-magnetic separation combined process, Magnetite, Parameter optimization

---

* **收稿日期**：2026-01-08

基金项目：荆州市科学技术局联合科研基金项目(2024LHX11)；湖北省教育厅科研计划项目(B2022476)

作者简介：胡勤(1983—)，女，湖北荆州人，硕士，副教授，主要从事建筑矿山节能与环保、结构加固与检测方面的研究。E-mail：630470029@qq.com

通信作者：龚平(1973—)，女，湖北随州人，硕士，副教授，主要从事建筑材料回收利用、绿色节能方面的研究。E-mail：271857640@qq.com

0 引言

随着铁矿资源的持续消耗与尾矿处置压力的日益突出,从尾矿中高效回收有价金属已成为缓解资源压力、促进循环经济发展的重要方向[1]。尾矿作为矿山选矿过程中产生的主要固体废弃物,长期堆存不仅占用土地、破坏生态环境,还会带来潜在的安全风险[2]。尾矿中常含有一定品位的铁组分,且铁的赋存状态复杂、回收难度大,若能对其加以有效利用,既可以降低铁矿资源的对外依存度,又能减少固废堆存带来的环境风险[3]。

当前,针对含铁尾矿的资源化利用,国内外研究主要集中在物理分选、化学浸出及联合工艺等方面[4-7]。其中,反浮选与磁化焙烧-磁选是处理复杂组分、低品位铁矿物的有效技术路径[8]。反浮选通过抑制铁矿物、上浮脉石实现初步富集,适用于氧化铁矿物的分离[9]。磁化焙烧则是借助还原气氛将弱磁性铁矿物转化为强磁性磁铁矿,再通过磁选实现高效回收,对难处理尾矿具有较好的适应性[10]。朱一民等[11]通过优化磁选-反浮选工艺,获得品位为68.80%、回收率为88.19%的铁精矿。依爽等[12]采用新型耐低温捕收剂进行反浮选,在降低能耗的同时获得品位为66.50%、回收率为87.64%的精矿。Rajabi等[13]通过浮选与酸洗联合工艺从尾矿中回收磷灰石,其精矿品位超过30%、回收率超过70%。肖硕等[14]提出强磁抛尾-磁化焙烧-弱磁精选工艺,获得了品位为61.55%的铁精矿,并有效减少了夹带。Kukkala等[15]采用磁化焙烧-磁选处理低品位赤铁矿,获得品位为65.25%、回收率为72.5%的精矿。

尽管已有研究在特定类型尾矿处理上取得了一定进展,但对于铁矿物嵌布粒度细、共生关系密切、赋存状态复杂的低品位铁尾矿,尤其是以弱磁性赤(褐)铁矿为主的尾矿体系,仍缺乏系统高效的联合回收工艺。同时,现有技术常面临预处理成本高、焙烧能耗大、转化效率低及工艺衔接不畅等问题,限制了其在资源回收中的规模化应用。鉴于此,本文以湖北荆州某典型低品位铁尾矿为研究对象,提出一种反浮选粗选-磁化焙烧-磁选协同增效的联合工艺,旨在实现弱磁性铁资源的高效、低耗回收。

1 尾矿中的铁组分分析

为深入探究尾矿中铁资源的赋存状态及其可回收性,以湖北荆州某典型铁尾矿库堆存尾砂为研究对象,系统开展矿物学特征分析。该尾矿为历史选矿作业排放的固体废弃物,长期堆存,外观呈灰褐色,质地疏松。采用X射线荧光光谱仪对尾矿样品进行化学多元素分析,发现样品中主要化学成分以二氧化硅(SiO_2)和三氧化二铝(Al_2O_3)为主,含量分别为52.41%和20.36%,反映出脉石矿物以硅铝酸盐为主的特性。全铁品位为18.72%,属于低品位铁资源。样品中还含有少量的氧化钙、氧化镁、氧化钾、氧化钠及微量磷、硫等元素,矿物组成复杂,共生关系密切。

为明确铁元素的赋存形态,对样品中铁的化学物相进行分析,结果见表1。由表1可知,磁性铁含量极低,赤(褐)铁矿中铁的占比最高,分布率达68.33%,是主要回收对象。碳酸铁中铁和硅酸铁中铁的分布率分别为14.81%和15.80%,其在常规物理分选中难以回收,需要通过化学或焙烧手段活化。

表1 尾矿中铁的化学物相分析

Table 1 Chemical phase analysis of iron in tailings

铁物相	铁含量/%	分布率/%
磁性铁	0.11	0.40
赤(褐)铁矿中铁	18.60	68.33
碳酸铁中铁	4.03	14.81
硅酸铁中铁	4.30	15.80
硫化铁中铁	0.18	0.66
总铁	27.22	100.00

2 尾矿铁资源的回收利用工艺

2.1 试验试剂与试验设备

为确保试验的系统性与可重复性,选用工业级及以上纯度的试剂与仪器设备。试验所用试剂见表2,试验所用设备见表3。

表2 试验主要试剂

Table 2 Main test reagents

试剂名称	规格	主要作用
氢氧化钠	分析纯	pH调整剂
可溶性淀粉	工业级	铁矿物抑制剂
十二胺	工业级	石英等脉石矿物捕收剂
盐酸	分析纯	化学物相分析、设备清洗
无烟煤粉	工业级	磁化焙烧还原剂
氮气	高纯	磁化焙烧保护气氛

表 3 试验主要设备

Table 3 Main test equipments

设备名称	型号	主要作用
激光粒度分析仪	Mastersizer 3000	尾矿及产品粒度分布测定
颚式破碎机	PE-100×150	样品粗碎
对辊破碎机	2PG-400×250	样品细碎
标准振筛机	XSB-70	粒度筛分分析
电子天平	FA2004	样品精密称量
鼓风干燥箱	101-1AB	样品烘干
磁化焙烧管式炉	SK-G06123K	尾矿样品磁化焙烧
湿式鼓形弱磁选机	XCGS-73	焙烧产品弱磁选分离
单槽浮选机	XFD-63	反浮选条件试验

2.2 反浮选粗选试验

基于尾矿矿物学特征,采用反浮选工艺对铁矿物进行预富集,以脱除大量硅铝酸盐脉石,降低后续焙烧工序的物料处理量。试验在 1.5 L 单槽浮选机中进行,采用一粗一精流程。将矿样(500 g)经破碎、磨矿至一定细度后,依次加入 pH 调整剂(氢氧化钠)、铁矿物抑制剂(可溶性淀粉)及脉石捕收剂(十二胺),搅拌调药后进行粗选刮泡 4 min,泡沫产品为脉石尾矿,槽内产品为铁粗精矿。铁粗精矿经一次精选(不添加新水,补充少量药剂,短时刮泡)后,槽底产品即为反浮选铁粗精矿,供后续磁化焙烧使用[16-17]。

为确定最佳反浮选工艺参数,设计单因素条件试验,考察磨矿细度、矿浆 pH、抑制剂用量及捕收剂用量对铁粗精矿品位和回收率的影响。磨矿细度(−0.074 mm 含量)分别设置为 55%、65%、75%、85%和 95%;矿浆 pH 分别设置为 6,7,8,9,10;抑制剂(可溶性淀粉)用量以充分抑制铁矿物且不引起矿泥覆盖为原则;捕收剂(十二胺)用量以有效脱出脉石矿物有效上浮,避免因用量不足导致脉石脱除不彻底,或因用量过高导致铁矿物夹带上浮为原则。可溶性淀粉用量设置为 500 g/t、1 000 g/t、1 500 g/t、2 000 g/t 和 2 500 g/t,十二胺用量分别设置为 200 g/t、300 g/t、400 g/t、500 g/t 和 600 g/t。单因素条件试验均保持其他因素在预试验确定的基准水平不变。

2.3 磁化焙烧-磁选试验

针对反浮选粗精矿中弱磁性赤(褐)铁矿,采用磁化焙烧将其转化为强磁性磁铁矿,再经弱磁选实现高效回收。试验在管式气氛炉中进行,将反浮选铁精矿与烟煤粉(还原剂)混合均匀后置于刚玉坩埚,推入预热至设定温度的管式炉恒温区,在氮气保护下进行还原焙烧。焙烧产物经水淬冷却、烘干后进行弱磁选分离。磁化焙烧-磁选试验装置如图 1 所示。

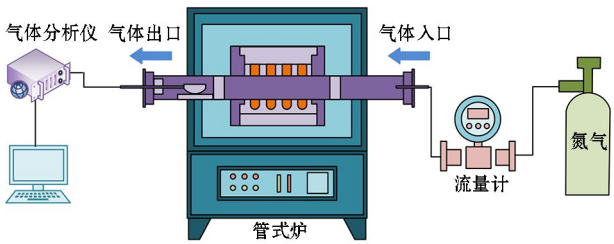


图 1 磁化焙烧-磁选试验装置

Fig.1 Test device of magnetizing roasting-magnetic separation

由图 1 可知,磁化焙烧-磁选试验中,氮气经气体入口和流量计进入管式炉,作为还原保护气氛;炉中样品在设定温度下进行磁化焙烧,反应气体通过气体出口时经气体分析仪检测;焙烧后的产物经水淬冷却、烘干后进行弱磁选分离。磁化焙烧过程中的主要化学反应是气相一氧化碳(CO)与固相(赤铁矿)之间的还原反应[18]。烟煤粉在高温下产生还原性气体 CO,CO 扩散至赤铁矿颗粒表面并发生反应,如式(1)所示。

$$3Fe_2O_3+CO\rightarrow 2Fe_3O_4+CO_2 \quad (1)$$

该反应是吸热反应,受温度、CO 分压、反应时间及矿物粒度等因素共同控制。合格的磁化焙烧要求生成的磁铁矿晶格完整、磁性稳定,同时需要避免发生过还原反应,生成弱磁性的浮氏体或金属铁。磁化焙烧中气相与固相反应如图 2 所示。

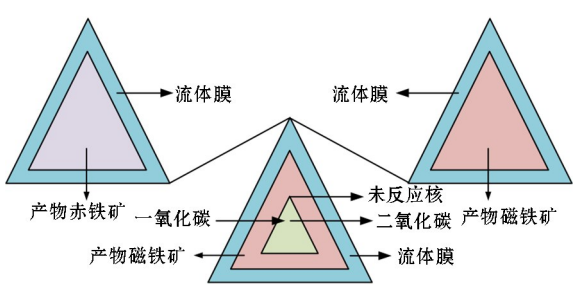


图 2 磁化焙烧中气相与固相反应

Fig.2 Reaction between gas phase and solid phase in magnetizing roasting

从图 2 中可以看出,还原性气体 CO 穿过外部流体膜扩散至赤铁矿表面,与其发生还原反应,生成

强磁性磁铁矿和二氧化碳,二氧化碳再通过流体膜向外扩散。

为探究磁化焙烧-磁选的最佳工艺参数,采用单因素条件试验开展系统研究。焙烧温度是影响磁化效果的核心因素,温度过低会导致磁化反应速度慢、转化不完全;温度过高则易造成物料烧结或过还原。基于此,试验将焙烧温度设置为 600 ℃、650 ℃、700 ℃、750 ℃和 800 ℃;焙烧时间设为 10 min、30 min、50 min、70 min 和 90 min;煤粉用量设置为 2%、6%、10%、14%和 18%;精选磁感应强度设为 170 mT、180 mT、190 mT、200 mT 和 210 mT。各条件试验均遵循单一变量原则,仅调整目标参数。反浮选粗选试验与磁化焙烧-磁选试验的全流程开路试验流程如图 3 所示。

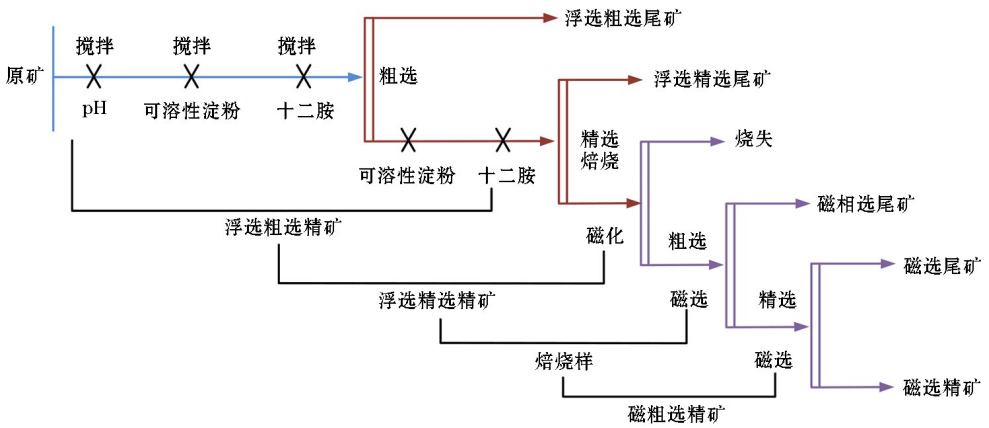


图 3 反浮选粗选试验与磁化焙烧-磁选试验的全流程开路试验流程

Fig.3 Full-process open-circuit test flow of reverse flotation roughing test and magnetizing roasting-magnetic separation test

从图 3 中可以看出,原矿经两段药剂(pH 调整剂、抑制剂、捕收剂)调浆后进入粗选,泡沫为尾矿,槽底产物进入精选。精选泡沫可返回粗选或作为尾矿排出,槽底获得铁粗精矿。该粗精矿随后进行磁化焙烧,焙烧产物经弱磁选分离后,非磁性部分为磁选尾矿,磁性部分为最终铁精矿。

3 试验结果分析

3.1 反浮选试验结果分析

在不同磨矿细度、矿浆 pH、可溶性淀粉和十二胺下,对粗选精矿铁品位和粗选精矿铁回收率进行对比分析,旨在确定适宜的反浮选预处理条件,为后续磁化焙烧-磁选工艺提供合格的铁粗精矿,结果如图 4 所示。由图 4(a)可知,当磨矿细度达到 75%时,粗选精矿铁品位与铁回收率最高,分别为 41.56%和 84.05%;磨矿细度继续增加到 85%时,粗选精矿铁品位与铁回收率均降低,分别为 41.07%和 82.91%。由图 4(b)可知,当矿浆 pH 为 6 时,粗选精矿铁品位为 38.36%,铁回收率为 79.33%;矿浆 pH 增加到 9 时,粗选精矿铁品位与铁回收率分别为 42.15%和 85.47%。由图 4(c)可知,可溶性淀粉用量为 1 000 g/t 时,粗选精矿铁品位最优,为 40.45%,但其回收率仅为 81.76%;当可溶性淀粉用量达到 1 500 g/t 时,粗选精矿铁品位与回收率分别为 40.12%和 83.07%。由图 4(d)可知,十二胺用量为 200 g/t 时,粗选精矿铁品位与回收率分别为 36.98%和 84.75%;当十二胺用量增加到 400 g/t 时,铁品位增加至 40.02%,铁回收率有所下降,为 80.76%;当十二胺用量继续增加到 600 g/t 时,铁回收率降低至 76.52%。磨矿细度对浮选指标的影响表明,过细磨矿导致矿物泥化,细粒脉石易发生非选择性团聚或覆盖于铁矿物表面,恶化浮选环境。矿浆 pH 为 9 时浮选效果最佳,这主要归因于碱性条件下石英等脉石矿物表面负电性增强,有利于阳离子捕收剂十二胺的静电吸附,同时淀粉对铁矿物的抑制作用也更为稳定。可溶性淀粉用量为 1 500 g/t 时,可实现矿物抑制与矿浆分散的最佳平衡,过量淀粉会导致矿浆黏度增加。十二胺用量为 400 g/t 时浮选选择性最优,过量捕收剂会形成胶束并引发非选择性吸附,导致铁矿物回收率损失[19]。

综上,当磨矿细度为 75%,矿浆 pH 为 9,可溶性淀粉用量为 1 500 g/t,十二胺用量为 400 g/t 时,可在保证较高回收率的前提下获得品位较好的铁粗精矿。

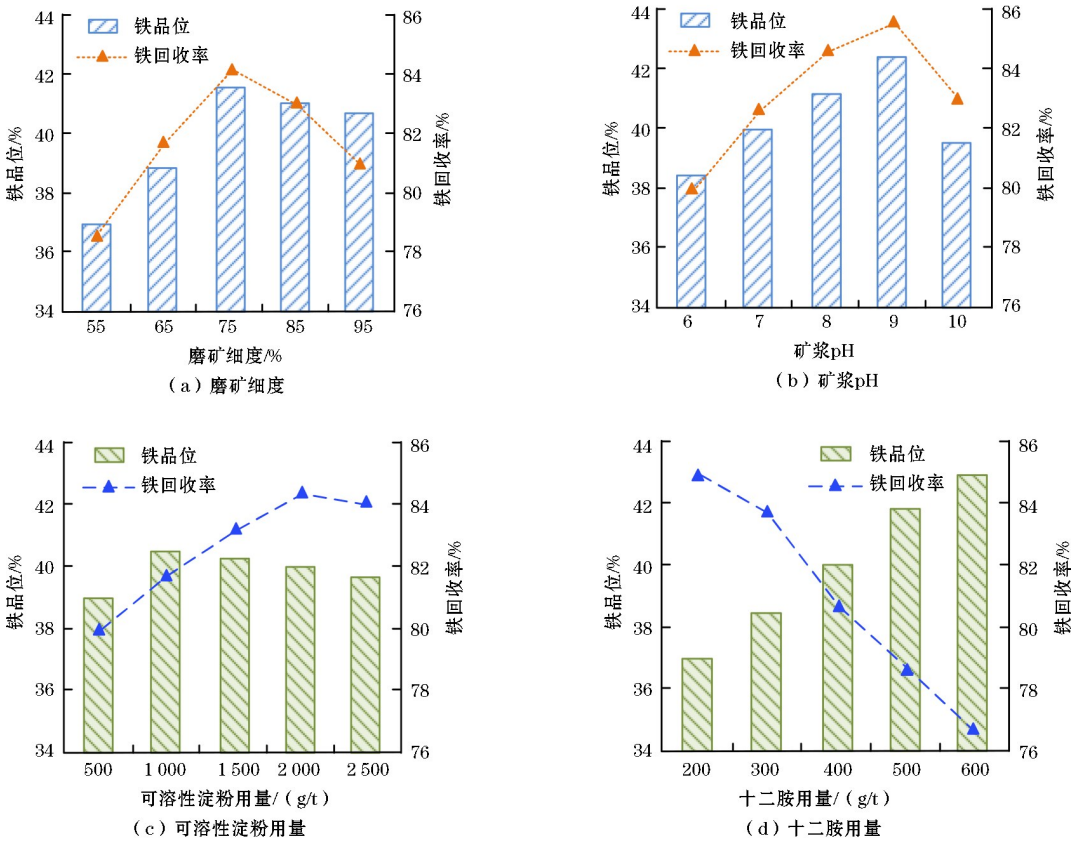


图 4 不同工艺参数对反浮选粗选精矿指标的影响

Fig.4 Effect of different process parameters on the concentrate indices of reverse flotation roughing

进一步对反浮选粗选尾矿和精选精矿进行铁化学元素物相分析,统计结果见表 4。由表 4 可知,反浮选显著富集了赤(褐)铁矿中铁,精选精矿中铁品位达 38.16%,回收率高达 87.52%,较粗选尾矿的 11.49%和 51.66%有大幅提升。碳酸铁中铁和硅酸铁中铁在精选精矿中的铁品位分别降至 3.11%和 1.97%,表明反浮选有效抑制了这两类难选铁矿物。粗选尾矿铁总品位为 22.28%,精矿总铁品位提高至 43.60%。结果表明,反浮选工艺可实现赤(褐)铁矿的选择性分离,并有效脱除矿石中硅酸盐和碳酸盐等脉石矿物。

表 4 粗选尾矿和精选精矿铁化学元素物相分析

Table 4 Phase analysis of iron chemical elements in roughing tailings and cleaning concentrates

铁赋存相	铁品位/%		铁回收率/%	
	粗选尾矿	精选精矿	粗选尾矿	精选精矿
磁性铁	0.10	0.20	0.36	0.46
赤(褐)铁矿中铁	11.49	38.16	51.66	87.52
碳酸铁中铁	4.47	3.11	20.06	7.14
硅酸铁中铁	6.03	1.97	27.08	4.51
硫化铁中铁	0.19	0.16	0.84	0.37
总计	22.28	43.60	100.00	100.00

3.2 磁化焙烧结果分析

为评估磁化焙烧-磁选工艺对尾矿中铁资源的回收效果,以反浮选铁粗精矿为原料,探究了焙烧温度、焙烧时间、还原剂用量及弱磁选磁场强度 4 个关键工艺参数对最终铁精矿品位、铁回收率和抛废率的影响。

首先分析不同焙烧温度和焙烧时间对磁化焙烧-磁选精矿指标的影响,结果如图 5 所示。由图 5(a)可知,当焙烧温度为 650 ℃时,精矿铁品位最优,为 66.48%,铁回收率与抛废率分别为 51.27%和 31.24%;当焙烧温度增加到 700 ℃时,精矿铁品位有所降低,为 65.13%,铁回收率与抛废率分别为 67.24%和 39.16%。由图 5(b)可知,焙烧时间为 10 min 时,矿铁精品位、铁回收率和抛废率分别为 66.31%、69.26%和 32.35%;焙烧时间增加到 30 min 时,精矿铁品位降低为 62.08%,铁回收率和抛废率分别为 89.86%和 44.69%;焙烧时间继续增加,3 项指标变化趋于平缓。适宜的焙烧时间可保证还原反应充分进行,时间过短反应不完全,时间过长则会

增加能耗且可能引起磁铁矿重结晶或烧结[20]。综合考虑,确定焙烧温度为 650 ℃,焙烧时间为 30 min。

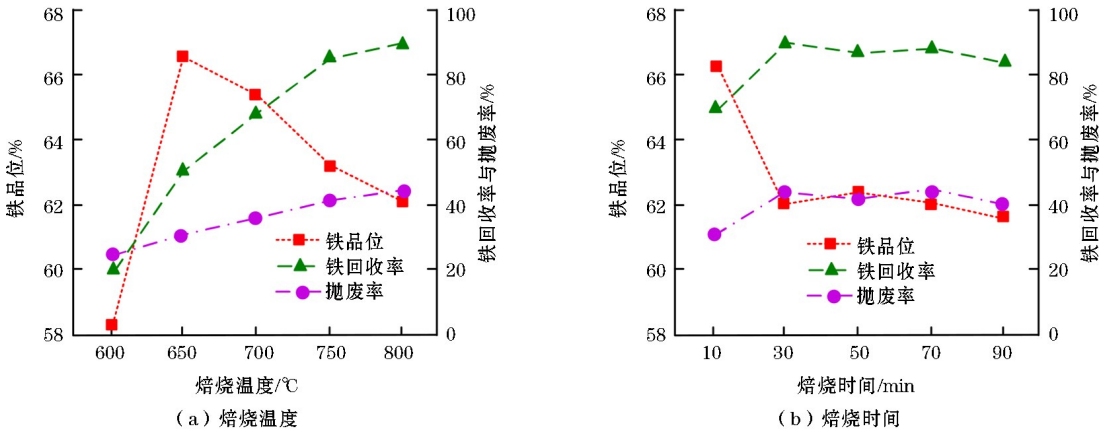


图 5 不同焙烧温度和焙烧时间对磁化焙烧-磁选精矿指标的影响

Fig.5 Effect of different roasting temperature and roasting time on concentrate indices of magnetizing roasting-magnetic separation

进一步分析煤粉用量和磁感应强度对精矿铁品位、回收率及抛废率的影响,结果如图 6 所示。由图 6(a)可知,煤粉用量为 2%时,精矿铁品位为 64.85%,回收率和抛废率分别为 66.27%和 38.12%;当煤粉用量增加到 6%时,精矿铁品位达到最大,为 66.42%,铁回收率和抛废率分别为 88.67%和 40.25%。由图 6(b)可知,当精选磁感应强度为 170 mT 时,精矿铁品位、回收率和抛废率分别为 66.58%、78.12%和 41.13%;当磁感应强度增加到 180 mT 时,精矿铁品位有所降低,为 65.89%,回收率和抛废率分别为 84.07%和 43.86%;当磁感应强度继续增加时,精矿铁品位明显下降。磁感应强度过低会导致磁性矿物回收不彻底,过高则会导致脉石矿物机械夹带,降低精矿品位[21]。综合上述,煤粉用量达到 6%时,精矿铁品位最优,且铁回收率较高。精选磁感应强度为 180 mT 时,精矿铁品位和回收率较优。

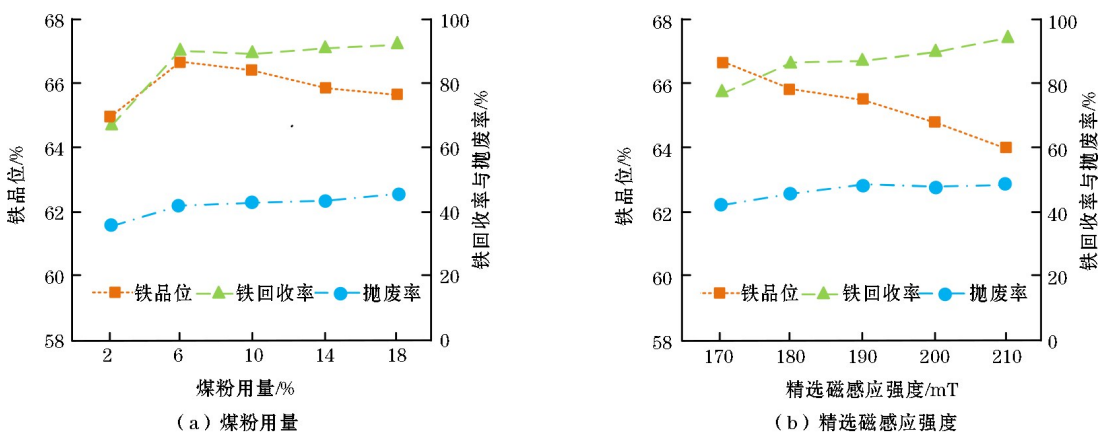
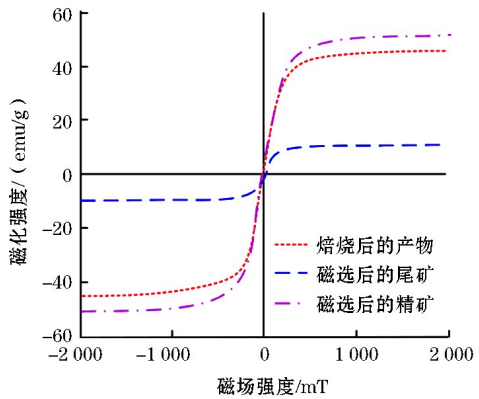


图 6 不同煤粉用量和精选磁感应强度对磁化焙烧-磁选精矿指标的影响

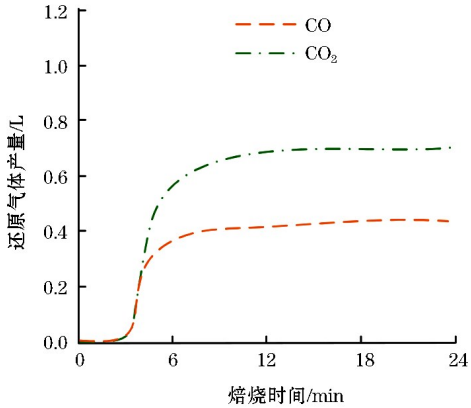
Fig.6 Effect of different pulverized coal dosage and cleaning magnetic induction intensity on concentrate indices of magnetizing roasting-magnetic separation

为探究磁化焙烧过程中铁矿物转化效率与气体生成行为的关系,对焙烧产物的磁性能与还原过程中的气体产量进行分析,结果如图 7 所示。由图 7(a)可知,当磁场强度为 1 000 mT 时,焙烧后的产物磁化强度为 43.66 emu/g,磁选后尾矿与精矿的磁化强度分别为 12.27 emu/g 和 50.12 emu/g。由图 7(b)可知,焙烧时间为 6 min 时,CO 和 CO_2 还原产量分别为 0.36 L 和 0.58 L;焙烧时间达到 18 min 时,CO 和 CO_2 还原产量达到最大,且趋于稳定,分别为 0.40 L 和 0.67 L。气体生成

量的变化规律与铁的还原转化进程基本吻合。结果表明,磁选后的精矿具有较优的磁化强度,且磁化焙烧时间为 18 min 时可实现较高的还原转化率。



(a) 磁化焙烧后产物与磁选后精矿的磁性能对比

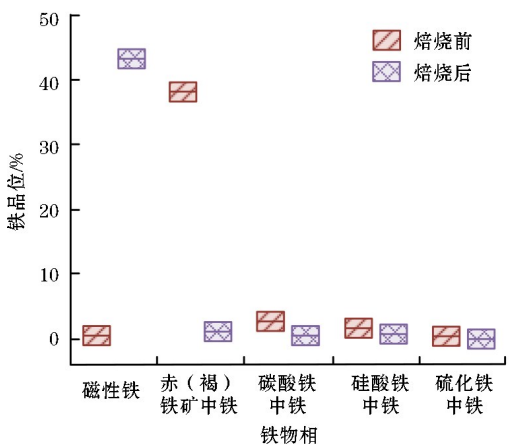


(b) 焙烧时间对铁尾矿还原反应中气体产量的影响

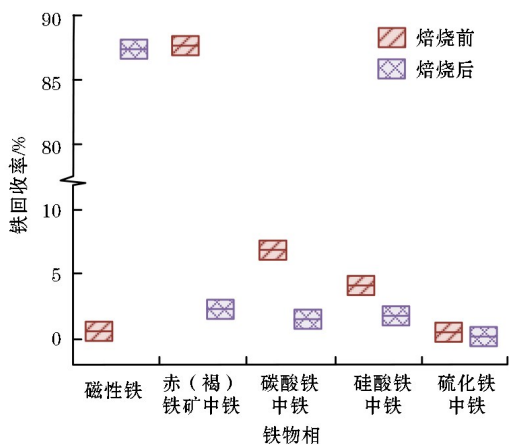
图 7 磁化焙烧产物的磁性能与还原过程气体生成的关系

Fig.7 Relationship between magnetic properties of magnetizing roasting products and gas generation in reduction process

为探究磁化焙烧过程中铁矿物的物相转化规律,对焙烧前后铁物相结果进行对比分析,如图 8 所示。由图 8(a)可知,焙烧前磁性铁、赤(褐)铁矿中铁、碳酸铁中铁、硅酸铁中铁和硫化铁中铁的铁品位分别为 0.20%、38.16%、3.11%、1.97%和 0.16%;经磁化焙烧后,铁品位分别为 43.12%、1.02%、0.86%、0.94%和 0.08%。由图 8(b)可知,焙烧前,磁性铁、赤(褐)铁矿中铁、碳酸铁中铁、硅酸铁中铁和硫化铁中铁的铁回收率分别为 0.46%、87.52%、7.14%、4.51%和 0.37%;焙烧后,铁分布率分别为 87.24%、2.07%、1.74%、1.90%和 0.16%。这表明磁化焙烧可将赤铁矿定向转化为磁铁矿,同时碳酸铁和硅酸铁中的部分铁组分也被活化转化,为后续磁选高效回收铁资源创造了有利条件。



(a) 焙烧前后铁矿样中铁物相品位对比



(b) 焙烧前后铁矿样中铁物相回收率对比

图 8 焙烧前后铁矿样中铁物相品位与回收率对比

Fig.8 Comparison of iron phase grade and recovery of iron ore samples before and after roasting

3.3 联合工艺增效机理分析

对焙烧产物和磁选精矿进行 X 射线衍射分析,结果如图 9 所示。由图 9(a)可知,磁铁矿特征峰显著增强,表明弱磁性赤铁矿已成功转化为强磁性磁铁矿。由图 9(b)可知,磁铁矿衍射峰进一步强化,杂质峰基本消失,说明弱磁选有效分离了未反应脉石。两组图谱对比表明,在优化工艺条件下,磁化焙烧实现了弱磁性铁矿物向强磁性磁铁矿的高效转化,为尾矿中铁资源的高效回收提供了矿物相演变层面的理论依据。

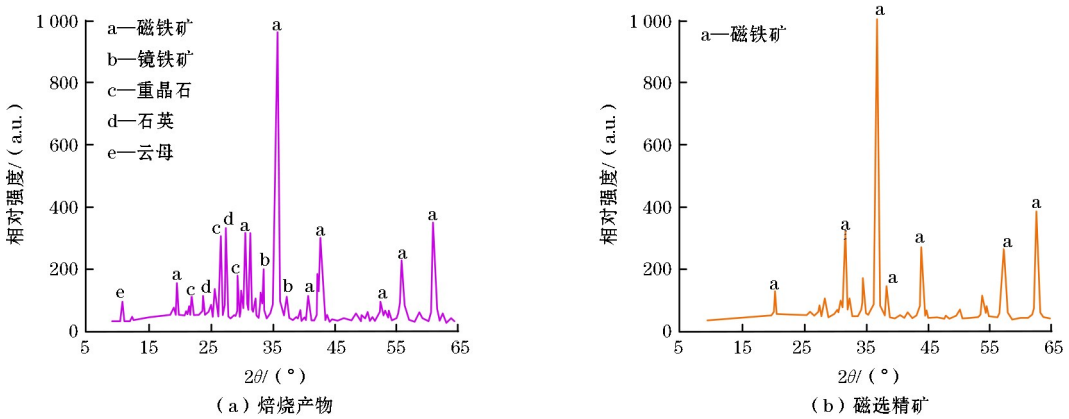


图 9 焙烧产物和磁选精矿的 X 射线衍射图

Fig.9 X-ray diffraction patterns of roasting products and magnetic separated concentrates

4 结论

以某铁尾矿为研究对象,通过系统试验对铁资源回收利用进行了深入分析。采用反浮选预处理工艺选择性脱除大量硅铝酸盐脉石,有效降低了后续焙烧产物的处理量与能耗。同时,通过精准控制磁化焙烧条件,实现了弱磁性赤(褐)铁矿向强磁性磁铁矿的高效、定向转化,避免过还原与烧结。得出了以下主要结论。

(1) 该铁尾矿中的铁主要以弱磁性赤(褐)铁矿形式存在,铁分布率达 68.33%,是本次回收的主要对象;这类矿物嵌布粒度细、与脉石的共生关系复杂,直接采用物理分选工艺难度较大。

(2) 反浮选粗选可有效预富集铁矿物,在磨矿细度占比 75%、矿浆 pH 为 9、可溶性淀粉用量为 1 500 g/t、十二胺用量为 400 g/t 的条件下,反浮选粗选可获得铁回收率达 83.07%的粗精矿;经一次精选后,精矿总铁品位提高至 43.60%,为后续焙烧工序提供了合格原料。

(3) 磁化焙烧-磁选工艺是实现铁高效回收的关键环节。通过单因素条件试验,确定最佳工艺参数如下:焙烧温度为 650 ℃、焙烧时间为 30 min、煤粉用量为 6%、磁感应强度为 180 mT。

(4) 磁化焙烧过程中铁物相定向转化显著。焙烧后磁性铁品位由 0.20%提升至 43.12%,赤(褐)铁矿中铁品位由 38.16%降至 1.02%,证实弱磁性赤铁矿可在还原气氛下高效定向转化为强磁性磁铁矿,为弱磁选分离提供了物相基础。

(5) X 射线衍射分析与磁性分析共同验证了该联合工艺的可行性与稳定性。焙烧产物中磁铁矿的特征峰显著增强,磁选精矿中的杂质峰基本消失;在 1 000 mT 磁场强度下,焙烧产物的磁化强度可达 43.66 emu/g,磁选后精矿的磁化强度进一步提升至 50.12 emu/g。这表明在该工艺条件下,铁矿物转化充分、磁选分离效果良好,能够实现尾矿中铁资源的高效富集与回收。

参考文献(References):

[1] 何继新,夏五洲.从赋能到使能:"双碳"目标下的建筑企业绿色化转型[J].建筑经济,2024,45(1):5-13.
He Jixin, Xia Wuzhou. From empowerment to enablement: the green transformation of construction enterprises under the "double carbon" goal[J]. Construction Economy, 2024, 45(1):5-13.

[2] 田小平,王长龙,Hidayati Asrah,等.钒钛铁尾矿制备绿色建筑材料的研究进展[J].材料导报,2024,38(19):119-128.
Tian Xiaoping, Wang Changlong, Hidayati Asrah, et al. Research progress on preparation of green building materials using vanadium-titanium iron ore tailings[J]. Materials Reports, 2024, 38(19):119-128.

[3] Bose Bishnupada. Valorization of Iron Ore Tailing (IOT) waste through the circular economy concept: a sustainable solution towards mitigation of resource crisis and climate change[J]. International Journal of Earth Sciences Knowledge and Applications, 2023, 5(2):309-316.

[4] 陈嘉宜,宁寻安,张鼎元,等.印染污泥与铁尾矿磁化焙烧回收铁资源[J].环境工程学报,2023,17(8):2705-2715.
Chen Jiayi, Ning Xun'an, Zhang Dingyuan, et al. Recovery of iron from iron tailings and textile dyeing sludge with co-magnetization roasting[J]. Chinese Journal of Environmental Engineering, 2023, 17(8):2705-2715.

[5] Chen Yongliang, Chen Junbao, Du Jianhua, et al. Recycling of low-silicate iron tailings in the production of lightweight building materials[J]. Journal of Material Cycles and Waste Management, 2022, 24(2):506-516.

[6] 彭岱,邓金环,宁寻安,等.市政污泥与铁尾矿协同磁化焙烧回收铁资源的研究[J].环境卫生工程,2024,32(4):17-22.
Peng Dai, Deng Jinhuan, Ning Xun'an, et al. Recovery of iron resources by synergistic magnetization roasting of municipal sludge and iron tailings [J]. Environmental Sanitation Engineering,2024,32(4):17-22.

[7] Pham Haithanh, Nhu Dungkimthi, Van Phamluan, et al. Short overview about iron ore beneficiation:a case study in recovering the iron ore from the tailing pond of the Kip-Tuoc processing plant[J]. Journal of Mining and Earth Sciences, 2024,65(4):98-111.

[8] 高泽宾,王永刚,张丽丽.酒钢悬浮焙烧磁铁矿选矿工艺优化研究[J].矿冶工程,2024,44(3):68-72.
Gao Zebin, Wang Yonggang, Zhang Lili. Optimization of beneficiation process for JISCO's magnetite from suspension magnetization roasting [J]. Mining and Metallurgical Engineering,2024,44(3):68-72.

[9] Soltani F, Hajati A, Masoodieh P, et al. Sustainable iron recovery and management strategies for the tailings of the Mohammad Abad copper flotation plant, Iran [J]. International Journal of Mining and Geo-Engineering,2025, 59(1):43-50.

[10] Qi Lei, Zhu Kun, Gong Minghui, et al. Mechanism and experiment of iron recovery from tailings by suspension magnetization roasting [J]. Separation Science and Technology,2025,60(12):1575-1588.

[11] 朱一民,葛婧,刘杰,等.鞍千磁赤铁矿石磁选-反浮选工艺优化研究[J].矿产保护与利用,2023,43(3):82-88.
Zhu Yimin, Ge Jing, Liu Jie, et al. Optimization study of magnetic separation-reverse flotation process for magnetic hematite ore in Anqian[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources,2023,43(3):82-88.

[12] 依爽,郑业超,赵通林,等.基于新型耐低温捕收剂的铁矿反浮选脱硅试验研究[J].矿业研究与开发,2024,44(8):242-247.
Yi Shuang, Zheng Yechao, Zhao Tonglin, et al. Experimental study on reverse flotation desilication of iron ore based on new low-temperature resistant collector[J]. Mining Research and Development,2024,44(8):242-247.

[13] Rajabi M, Pourghahramani P. Feasibility study on apatite recovery from iron ore beneficiation tailings using flotation process[J]. International Journal of Mining and Geo-Engineering,2025,59(2):157-163.

[14] 肖硕,黄自力,郑洁淼,等.某铁尾矿"磁化焙烧-磁选"深度回收工艺[J].烧结球团,2024,49(4):77-82.
Xiao Shuo, Huang Zili, Zheng Jiemiao, et al. A deep recovery process on "magnetization roasting-magnetic separation" of iron tailings[J]. Sintering and Pelletizing, 2024,49(4):77-82.

[15] Kukkala P C, Kumar S, Nirala A, et al. Beneficiation of low-grade hematite iron ore fines by magnetizing roasting and magnetic separation[J]. ACS Omega, 2024, 9(7): 7634-7642.

[16] Hu Cheng, Yang Zhengdong, He Miao, et al. From waste to wealth: current advances in recycling technologies for metal recovery from vanadium-titanium magnetite tailings [J]. Journal of Sustainable Metallurgy, 2024, 10(3): 1007-1035.

[17] Li Hailan, Tang Xi, Zou Feng, et al. Clean and effective vanadium enrichment from slag of vanadium-titanium ores:a chemical phase analysis of vanadium and its reverse flotation extraction[J]. JOM,2025,77(10):7938-7949.

[18] 杨晓峰,陈宇,梅灿国.某尾矿预富集精矿磁化焙烧产品合理选别工艺研究[J].矿冶工程,2023,43(5):54-57.
Yang Xiaofeng, Chen Yu, Mei Canguo. Optimization of separation process for magnetizing roasting products of preconcentrated concentrate of iron ore separation tailings [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023, 43(5): 54-57.

[19] 何建聪,罗溪梅,蒋旺强,等.十二胺与十二烷基磺酸钠组合捕收剂对赤铁矿浮选的优化及其泡沫性能调控[J].有色金属工程,2023,13(5):75-83.
He Jiancong, Luo Ximei, Jiang Wangqiang, et al. Optimization of mixed collector of DDA and SDS on flotation and foam during hematite flotation[J]. Nonferrous Metals, 2023,13(5):75-83.

[20] 刘志豪,张庆喜,曾伟涛,等.高炉灰和烧结灰协同氯化离析焙烧—磁选制备优质铁精矿[J].烧结球团,2025,50(5):94-101+142.
Liu Zhihao, Zhang Qingxi, Zeng Weitao, et al. Preparation of high-quality iron concentrate by coordinated chlorination segregation roasting and magnetic separation of blast furnace dust and sintering dust[J]. Sintering and Pelletizing,2025, 50(5):94-101+142.

[21] 杨道广.低品位钛铁矿选矿工艺研究[J].钢铁钒钛,2022,43(3):111-117.
Yang Daoguang. Study on beneficiation process of a low grade ilmenite in Panxi[J]. Iron Steel Vanadium Titanium, 2022,43(3):111-117.