

进口磁铁矿制备超纯铁精矿的工艺试验

张鹏博, 冯轩康, 张汉泉, 路漫漫

(武汉工程大学 资源与安全工程学院 湖北 武汉 430073)

摘要: 针对超纯铁精矿制备工艺条件复杂、生产成本高的不利因素以及我国铁矿资源“贫、细、杂”等禀赋缺陷, 本文以智利某磁铁矿为原料, 探究采用进口铁矿生产超纯铁精矿的工艺流程, 并进行单一磁选及磁-浮联合工艺试验; 通过磨矿细度试验与选矿工艺优化, 系统探究超纯铁精矿的高效制备途径。结果表明: 在原矿磨矿细度 (<0.045 mm 粒级质量分数) 为 97.88% 的条件下, 经“一粗一精”弱磁选工艺可得到 TFe 质量分数为 71.00%、回收率为 93.60% 的铁精矿; 采用“一粗二精”的反浮选工艺, 最终可获得 TFe 质量分数为 71.78%、回收率为 60.93% 的超纯铁精矿, 其 SiO_2 质量分数降低至 0.272%; 浮选尾矿的 TFe 质量分数达 69.11%, 可作为普通精铁矿使用。因进口高品位铁矿杂质含量低、嵌布特征简单, 采用简化后的选矿流程, 可提升工艺流程的综合效益, 并制备出高品位、较高回收率的超纯铁精矿。本文试验旨在降低超纯铁精矿制备成本、优化制备工艺, 为国内钢铁企业生产高附加值产品提供参考与依据。

关键词: 磁铁矿; 超纯铁精矿; 磁选; 反浮选

中图分类号: TF521

文献标志码: A

文章编号: 1000-8764(2025)03-0114-08

doi: 10.13403/j.sjqt.2025.03.048

Process test on preparation of ultra-pure iron concentrate from imported magnetite

ZHANG Pengbo, FENG Xuankang, ZHANG Hanquan, LU Manman

(School of Resources & Safety Engineering, Wuhan Institute of Technology, Wuhan 430073, Hubei, China)

Abstract: In view of the unfavorable factors of complex preparation process conditions and high production cost of ultrapure iron concentrate and the endowment defects of iron ore resources in China, a magnetite in Chile is taken as raw material to explore the process flow of producing ultrapure iron concentrate from imported iron ore, and carry out single magnetic separation and magnetic-flotation combined process tests. Through the grinding fineness test and the optimization of the beneficiation process, the efficient preparation of ultrapure iron concentrate is systematically explored. The results show that under the condition that the grinding fineness of the raw ore is <0.045 mm and the particle fraction is 97.88%, the iron ore concentrate with TFe mass fraction of 71.00% and recovery rate of 93.60% can be obtained by the weak magnetic separation process of “one coarse and one fine”. The ultrapure iron concentrate with TFe mass fraction of 71.78% and recovery rate of 60.93% can be obtained by using the anti-flotation process of “one coarse and two fine”, and its SiO_2 mass fraction is reduced to 0.272%. The TFe mass fraction of flotation tailings is 69.11%, which can be used as ordinary iron concentrate. Due to the low impurity content and simple embedding characteristics of imported high-grade iron ore, the simplified beneficiation process can be used to improve the comprehensive benefits of the process and prepare high-grade ultra-pure iron concentrate with high recovery rate. The purpose of this experiment is to reduce the preparation cost of ultrapure iron concentrate and optimize the preparation process, so as to provide a reference and basis for domestic

收稿日期: 2024-10-09; 修回日期: 2024-10-22

基金项目: 湖北省重点研发计划资助项目(2023DJC202)

作者简介: 张鹏博(2004—), 男, 从事固废资源化利用方面的研究。

通信作者: 路漫漫(1989—), 男, 博士, 副教授, 从事复杂铁矿综合利用、铁块造块、固废综合利用等方面的研究。

iron and steel enterprises to produce high value-added products.

Key words: magnetite; ultra-pure iron concentrate; magnetic separation; anti-flotation

超纯铁精矿是指 TFe 质量分数大于 71% , SiO₂ 质量分数小于 1% , Al₂O₃ 等杂质质量分数低于 0.3% 的磁铁精矿^[1]。其可在海绵铁直接还原中用于造球,在电子通信工程、家用及工业电器等用作永久性材料,在粉末冶金中用作优质还原铁粉(约占粉末冶金原料的 70%)^[2],且广泛应用于化工、航天、环保、医疗及合成氨催化剂等领域^[3]。近年来,随着我国钢铁工业技术和规模的迅速发展,普通铁精矿的生产效益逐渐降低,超纯铁精矿以高附加值、高效益等优点成为选矿行业研究热点^[4]。因此,开发成本低、原料适应性广的超纯铁精矿制备工艺是大势所趋^[5]。目前,国内超纯铁精矿制备主要通过对高品位铁精矿的再加工,大部分原矿难以直接作为原料使用,生产成本较高。因此,以进口高品位铁矿为原料制备超纯铁精矿,成为提升经济效益、满足社会需求的合理方法。

长期以来,科研工作者在超纯铁精矿制备方面的研究取得了众多成果。吴红等^[6]针对品位为 65.52% 的马钢张庄铁精矿开发了粗粒预选—多段磨矿—磁选—浮选联合工艺(磁—浮联合流程),适用于嵌布粒度细、共伴生关系复杂的磁铁矿。针对国内矿石的性质差异,也有研究人员研究了“阶段磨矿(再磨过程添加 H01 分散剂)—阶段磁选”工艺(单一磁选流程)^[7],该工艺对矿石品质的要求较高,适用于嵌布粒度较粗以及脉石矿物单一、含量低、易单体解离的天然磁铁矿,但不能有效抛除连生体。针对脉石矿物相连生、浸染的磁铁矿,磨矿—弱磁选—磁重选—反浮选工艺(磁—重—浮联合流程)是最为有效的工艺^[8]。此外,针对一些嵌布关系简单、铁品位高的原料,采用单一重选、重磁联合、磁筛等工艺,也是颇为有效的低成本方法^[9]。与其它选矿工艺流程相

比,磁—浮联合工艺的优势在于选矿指标较为稳定,能有效处理细粒嵌布的难选矿石,适用范围较广。

同时,也有部分研究人员研究了国外高品位铁矿,如张凇等^[10]针对国外某多金属伴生铁矿,采用弱磁选铁工艺制备了铁品位为 66.08% 的铁精矿;张祖刚等^[11]针对铁品位为 62.26% 的墨西哥优质铁矿,采用浮选—弱磁选—强磁选工艺制得品位为 65.17% 的铁精矿。与国内矿石相比,进口高品位铁矿中杂质元素含量低,选矿工艺简单且流程较短。为此,本文以某进口天然磁铁矿为原料,通过 XRD 分析以及磁选、浮选等工艺试验查明利用该矿制备超纯铁精矿的工艺流程和参数,为进口天然磁铁矿制备超纯铁精矿提供理论指导和技术支持。

1 原矿性质及试验方法

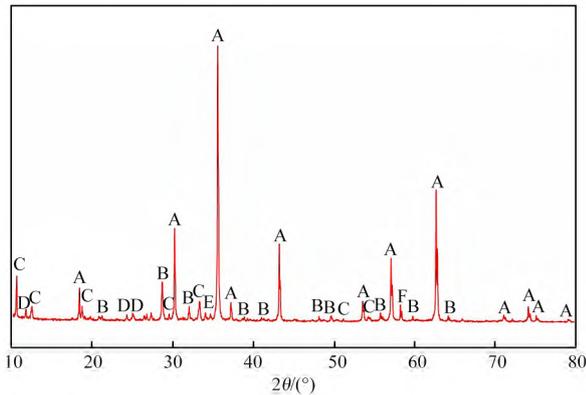
1.1 原矿性质

原矿为智利进口天然磁铁矿,其化学多元素分析结果和 XRD 图谱分别如表 1 和图 1 所示。由表 1 可知,原矿铁品位为 62.70%,主要杂质为 Si、Mg、Al、Ca 及 S 等元素的氧化物,其中 Si 和 Mg 的氧化物的质量分数较高,分别为 11.705% 和 7.35%,Ca 和 Al 的氧化物次之,分别为 2.491% 和 2.018%,有害杂质 S、P 质量分数较高,分别为 0.221% 和 0.195%,其余杂质含量相对较低。由图 1 可知,原料 XRD 谱图中较强的主峰主要分布在 30.22°、35.556°、43.210°、63.545°,这属于磁铁矿的特征峰,表明原矿中主要成分为磁铁矿;28.698°、32.038°、38.876°为石英的特征峰,表明原矿中主要脉石矿物为石英,此外还存在部分堇青石、镁绿泥石、硅灰石和钙铝榴石等硅酸盐脉石矿物。

表 1 原矿化学多元素分析结果(质量分数)

Table 1 Results of chemical multielement analysis of raw ore

TFe	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	MgO	CaO	Al ₂ O ₃	S	V ₂ O ₅	P	Na ₂ O	TiO ₂	Cl	MnO	K ₂ O	PbO	Ga ₂ O ₃	%
62.70	73.961	11.705	7.35	2.491	2.018	0.221	0.482	0.195	0.315	0.291	0.139	0.107	0.104	0.025	0.011	



A—磁铁矿 (Fe_3O_4); B—石英 (SiO_2);
C—堇青石 [$(\text{Mg}_{0.57}\text{Fe}_{0.43})_2\text{Al}_4\text{Si}_5\text{O}_{18}$];
D—镁绿泥石 [$\text{Mg}_2\text{Al}_2\text{SiO}_5(\text{OH})_4$];
E—硅灰石 ($\text{Ca}_3\text{Si}_3\text{O}_9$); F—钙铝榴石 ($\text{Ca}_3\text{Al}_2\text{Si}_3\text{O}_{12}$)。

图 1 原矿 XRD 衍射图谱

Fig. 1 XRD pattern of raw ore

1.2 试验方法

1.2.1 磁-浮选方法

磨矿试验采用 RK/ZQM 型 $\varnothing 150 \text{ mm} \times 50 \text{ mm}$ 锥形球磨机, 每次加矿 30 g, 设定矿浆质量分数为 80%。所得试样过 0.075 mm (200 目) 和 0.075 mm (325 目) 筛子筛分, 随后烘干称重。磁选试验采用 RK/CXG 型 $\varnothing 50 \text{ mm}$ 磁选管, 设定矿浆质量分数为 30%。反浮选试验采用 XFD-IV 型浮选机, 每次加矿 150 g, 使用 500 mL 浮选槽, 设定电机转速为 2 000 r/min、调浆时间为 3 min, 依次加入活化剂 CaCl_2 , 选择捕收剂为油酸钠、抑制剂为淀粉、投药间隔为 2 min、刮泡时间为 5 min。

1.2.2 分析检测

根据《铁矿石 全铁含量的测定 三氯化钛还原法》(GB/T 6730.5—2007) 中的化学滴定法测定铁矿的铁品位。采用 SmartLab-SE 型 X 射线衍射仪分析合成样品的衍射图谱, 随后采用 Jade 6.5 软件进行矿相分析。测试条件: 光源为 $\text{Cu-K}\alpha$ 射线, 工作电压和电流分别为 40 kV 和 40 mA, 扫描范围 (2θ) 为 $10^\circ \sim 80^\circ$, 扫描速度为 $5^\circ/\text{min}$, 步宽为 0.02° 。

表 2 试验试剂的化学成分

Table 2 Chemical composition of test reagents

硫磷混酸	盐酸	三氯化钛	二苯胺磺酸钠	钨酸钠	重铬酸钾	二氯化锡	氢氧化钠	无水氯化钙	淀粉	油酸钠
$\text{H}_3\text{PO}_4 \cdot \text{H}_2\text{SO}_4$	HCl	TiCl_3	$\text{C}_{12}\text{H}_{10}\text{NNaO}_3\text{S}$	$\text{Na}_2\text{WO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$	K_2CrO_7	SnCl_2	NaOH	CaCl_2	$(\text{C}_6\text{H}_{10}\text{O}_5)_n$	$\text{C}_{17}\text{H}_{33}\text{CO}_2\text{Na}$

采用 RK/XPM 型三头研磨机将 15 g 试样粒度研磨至 0.075 mm (200 目) 以下, 随后用模具按压成直径为 4 cm、厚度为 3 mm 的圆形薄片。采用 3080E3 型 X 射线荧光光谱仪分析试样的元素组成, 设定 X 光管的工作电压为 40 kV、工作电流为 40 mA。XRD 采用真空光路、粗准直器、 $\varnothing 30 \text{ mm}$ 视野光栏和 $\varnothing 30 \text{ mm}$ 试样面罩, 脉冲高度分析器 (PHA) 测量范围为 70 ~ 350 mV。试验试剂为分析纯, 其名称及化学成分如表 2 所示。

2 试验结果与讨论

2.1 磁选工艺试验

2.1.1 磨矿细度试验

磨矿细度会影响磁铁矿和脉石矿物的解离度, 该值太小会造成矿粉泥化不利于选别^[12]。试验研究磨矿细度对磁选指标的影响, 首先对不同磨矿时间的矿物做筛析, 明确磨矿细度。试验结果表明, 当磨矿时间为 1、3、5 min 时, $< 0.075 \text{ mm}$ 粒级占比分别为 63.45%、84.61% 和 94.89%; 当磨矿时间增加至 7、9 min 时, $< 0.045 \text{ mm}$ 粒级占比分别为 97.88% 和 98.93%。随后对不同磨矿时间下的矿物进行弱磁选选别, 磁场强度为 80 mT, 具体结果如图 2 所示。由图 2 可知, 随着磨矿细度的增加, 弱磁选分离出的精矿的铁品位和回收率逐渐上升, 当 $< 0.045 \text{ mm}$ 粒级占比为 97.88% 时, 铁品位和回收率分别达到峰值 70.89% 和 94.69%, 随后铁品位维持在高位, 回收率随着磨矿细度的增加开始下降。这表明随着磨矿细度的增加, 磁铁矿单体的解离度增加, 脉石矿物得到有效抛除, 铁品位逐渐上升; 当 $< 0.045 \text{ mm}$ 粒级占比超过 97.88% 后, 矿样发生过磨, 部分微细磁铁矿在磁选过程中随水流丢失, 导致回收率下降。综合考虑精矿 TFe 品位、回收率及磨矿成本, 选择磨矿时间为 7 min, 对应磁选精矿 TFe 品位为 70.89%、回收率为 94.69%。

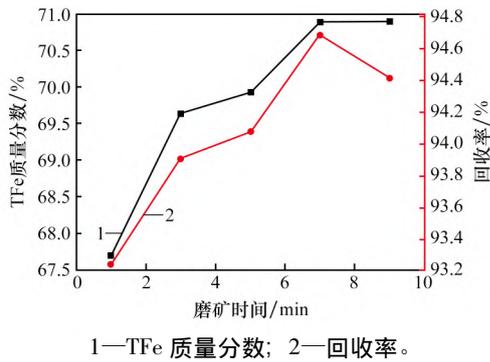


图 2 不同磨矿细度下粗磁选精矿的品位和回收率

Fig. 2 Grade and recovery of coarse magnetic concentrate at different grinding fineness

2.1.2 磁选磁场强度试验

基于上述试验结果, 选择磨矿细度(<0.045 mm 粒级占比) 为 97.88%, 改变磁场强度, 考察磁场强度对磁选指标影响。试验结果如图 3 所示。由图 3 可知, 随着磁场强度从 40 mT 增加至 120 mT, 精矿铁品位由 70.98% 降低至 70.61%。表明磁场强度的增加会导致磁铁矿聚团体逐渐增大^[13], 使得聚团体中未完全与磁铁矿物解离的微细脉石矿物逐渐增多, 导致 TFe 质量分数降低, 回收率上升; 当磁场强度较低时, 磁铁矿聚团体的体积减小, 脉石矿物得到有效抛除, 故 TFe 质量分数升高, 回收率降低。当磁场强度为 80 mT 时, 回收率达到峰值 94.69%, 随着磁场强度的继续增加, 铁回收率基本不变, 而铁品位迅速下降。综合考虑铁精矿品位和回收率, 弱磁选(粗选)过程磁场强度选择 80 mT, 对应 TFe 质量分数为 70.89%、回收率为 94.69%。

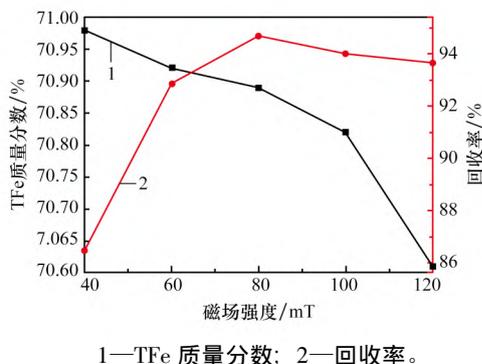


图 3 不同磁场强度下粗磁选 TFe 品位和回收率

Fig. 3 TFe grade and recovery rate of coarse magnetic separation under different magnetic field intensities
低磁场强度可以得到更高品位铁精矿, 以弱

磁选(粗选)铁精矿为原料, 改变磁场强度, 研究较低磁场强度对磁选指标影响。试验结果如图 4 所示。由图 4 可知, TFe 质量分数随磁场强度的增加逐渐下降, 回收率随磁场强度的增加逐渐上升。当磁场强度为 40 mT 时, 回收率维持在高位, 继续增加磁场强度, 铁回收率基本不变, TFe 质量分数仍继续下降。故弱磁选(精选)过程磁场强度选择 40 mT, 对应 TFe 质量分数为 71.00%、铁回收率为 93.60%。

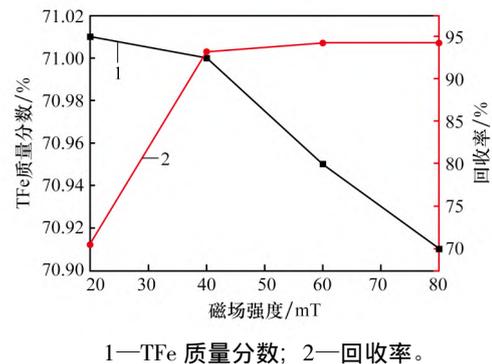


图 4 不同磁场强度下磁选(精选) TFe 品位和回收率

Fig. 4 TFe grade and recovery rate of magnetic separation under different magnetic field intensities

2.2 反浮选工艺试验

2.2.1 pH 值

固定活化剂 CaCl_2 用量为 300 g/t、捕收剂油酸钠用量为 100 g/t、抑制剂淀粉用量为 600 g/t, 考察 pH 值对反浮选选矿指标影响。试验结果如图 5 所示。由图 5 可知, 随着矿浆 pH 值的增加, TFe 质量分数呈先上升后下降的趋势, 回收率呈先下降后上升的趋势。当 pH 值上升至 12 时, TFe 质量分数达到最高值 71.64%, 随后迅速下降; 回收率达到最低值 75.22%, 随后逐渐上升。由于捕收剂油酸钠的有效离子为阴离子, 矿浆碱性越强, 阴离子解离越多, 反浮选效果越好。故当 pH 值小于 12 时, TFe 质量分数逐渐上升, 回收率逐渐下降; 当 pH 值大于 12 时, 由于矿浆碱性逐渐增强, OH^- 含量逐渐增大, 部分 OH^- 吸附在杂质矿物的表面, 导致矿物吸水性增加、杂质矿物难以被捕收剂捕收, 故 TFe 质量分数下降、回收率上升。此外, 抑制剂淀粉在酸性条件下容易发生水解, 从而导致浮选效果变差。故确定在 pH 值为 12 的条件下进行反浮选, 对应铁精矿品位为 71.64%、

回收率为 75.22%。

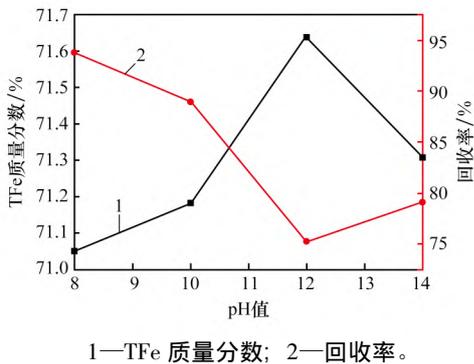


图 5 不同 pH 值下反浮选 TFe 品位和回收率

Fig. 5 Reverse flotation TFe grade and recovery at different pH

2.2.2 油酸钠用量

基于上述试验结果,固定 pH 值为 12、活化剂 CaCl_2 用量为 300 g/t、抑制剂淀粉用量为 600 g/t,改变油酸钠用量,考察油酸钠用量对反浮选选矿指标影响。试验结果如图 6 所示。油酸钠作为捕收剂在矿物表面主要发生化学吸附,可能发物理吸附;在碱性条件下,其易与脉石矿物中的 Ca^{2+} 和 Mg^{2+} 发生反应,与 Fe^{3+} 不发生反应^[14]。由图 6 可知,随着油酸钠用量由 60 g/t 增长至 120 g/t, TFe 质量分数先迅速上升,后维持在高位,而回收率不断下降。说明随着捕收剂用量的增加,与磁铁矿物未完全解离的脉石矿物逐渐浮出,故铁精矿 TFe 质量分数逐渐上升,回收率逐渐下降。同时,部分 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 等杂质随脉石矿物除去。当油酸钠用量为 100 g/t 时,精矿铁品位开始维持在高位。故选择浮选捕收剂油酸钠用量为 100 g/t,对应精矿铁品位为 71.62%、回收率为 74.26%。

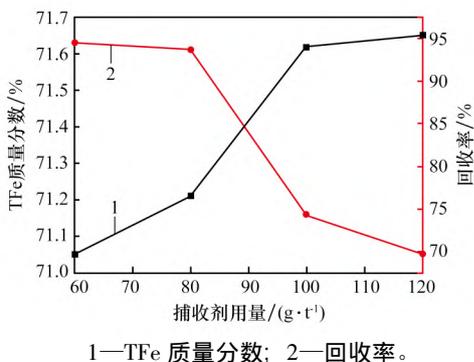


图 6 油酸钠用量对反浮选精矿的品位和回收率的影响

Fig. 6 Influence of sodium oleate dosage on grade and recovery of reverse flotation concentrate

2.2.3 淀粉用量

根据上述试验结果,固定 pH 值为 12、活化剂 CaCl_2 用量为 300 g/t、捕收剂油酸钠用量为 100 g/t,改变淀粉用量,考察淀粉用量对反浮选选矿指标影响。试验结果如图 7 所示。淀粉分子结构中羟基较多,当一定量的淀粉吸附于矿物表面时,捕收剂与矿物表面的吸附被阻碍,使最外层的亲水性降低,起到抑制效果^[15]。由图 7 可知,随着淀粉用量的增加, TFe 质量分数逐渐下降,当淀粉用量为 600 g/t 时, TFe 质量分数下降至 71.65%,随后逐渐降低;回收率上升至 88.11%,随后维持在高位。表明随着淀粉用量的逐渐增加,淀粉对磁铁矿物的抑制作用逐渐增强,导致与磁铁矿物未完全解离的脉石矿物难以上浮,使得 TFe 质量分数下降、回收率上升。当淀粉用量为 600 g/t 时,回收率达到最高值 88.11%,继续增加淀粉用量,铁回收率仍维持在最高值,而铁品位持续下降,故确定淀粉用量为 600 g/t。

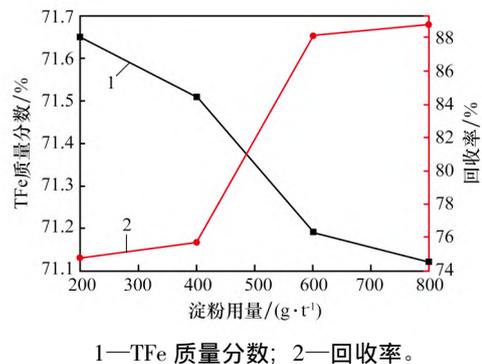


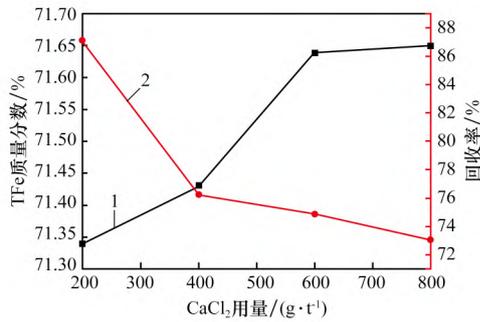
图 7 淀粉用量对浮选 TFe 品位和回收率的影响

Fig. 7 Influence of starch dosage on TFe grade and recovery

2.2.4 CaCl_2 用量

根据上述试验结果,固定 pH 值为 12、捕收剂油酸钠用量为 100 g/t、淀粉用量为 600 g/t,改变活化剂 CaCl_2 用量,考察 CaCl_2 用量对反浮选选矿指标影响。试验结果如图 8 所示。加入 CaCl_2 后溶液内的优势组分为 Ca^{2+} ,杂质电位提高,可为捕收剂油酸钠提供吸附位点^[16]。由图 8 可知,随着活化剂用量从 100 g/t 增加至 400 g/t, TFe 质量分数由 71.33% 迅速增加至 71.64% 并维持在高位,对应 CaCl_2 用量为 300 g/t,而回收率随着 CaCl_2 用量的增加持续下降,说明随着 CaCl_2 用量

的增大, 杂质的吸附位点增多, 反浮选效果增强, TFe 质量分数逐渐上升。脉石矿物夹带微量磁铁矿随反浮选过程抛除, 回收率逐渐降低。故确定反浮选过程活化剂用量为 300 g/t, 此时 TFe 质量分数为 71.64%、回收率为 74.88%。



1—TFe 质量分数; 2—回收率。

图 8 CaCl₂ 用量对浮选 TFe 品位和回收率的影响

Fig. 8 Influence of CaCl₂ dosage on TFe grade and recovery

2.2.5 浮选工艺流程试验

磁选试验中精矿 TFe 质量分数稳定在 71.00%。为进一步提高 TFe 质量分数, 以弱磁选精选精矿为原料, 进行“一粗二精”反浮选工艺试验。反浮选粗选试验条件: pH 值为 12, 活化剂 CaCl₂ 用量为 300 g/t, 捕收剂油酸钠用量为 100 g/t, 抑制剂淀粉用量为 600 g/t; 一段精选试验条件: pH 值为 12, 活化剂 CaCl₂ 用量为 80 g/t, 捕收剂油酸钠用量为 50 g/t; 二段精选试验条件: pH 值为 12, 活化剂 CaCl₂ 用量为 40 g/t, 捕收剂油酸钠用量为 30 g/t。试验结果如图 9 所示。由图 9 可知, 反浮选粗选、一段精选、二段精选的 TFe 质量分数分别上升 0.65%、0.08% 和 0.05%。说明随着反浮选次数的增加, TFe 质量分数的上升速率逐渐下降。综合考虑 TFe 质量分数、回收率及浮选药剂等因素, 确定采用“一粗二精”反浮选工艺。

2.3 全流程试验及产品分析

2.3.1 全流程试验

采用磨矿—弱磁选粗选(80 mT)—弱磁选精选(40 mT)—“一粗二精”反浮选降硅工艺开展全流程试验, 具体指标如图 10 所示。由图 10 可知, 采用本文选矿工艺流程处理 TFe 质量分数为 62.70% 的进口天然磁铁矿, 最终可获得 TFe 质量分数为 71.78%、回收率为 60.93% 的超纯铁精

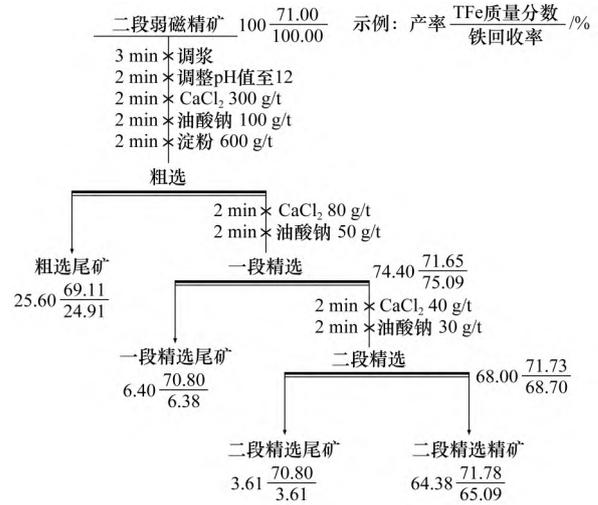


图 9 反浮选试验流程

Fig. 9 Reverse flotation test flow

矿以及 TFe 质量分数为 62.50% 的弱磁选精选尾矿; 此外, 反浮选粗选尾矿的 TFe 质量分数为 69.11%、回收率为 23.31%, 一段反浮选精选尾矿的 TFe 质量分数为 70.80%、回收率为 5.97%; 二段反浮选尾矿的 TFe 质量分数为 70.84%、回收率为 3.38%。

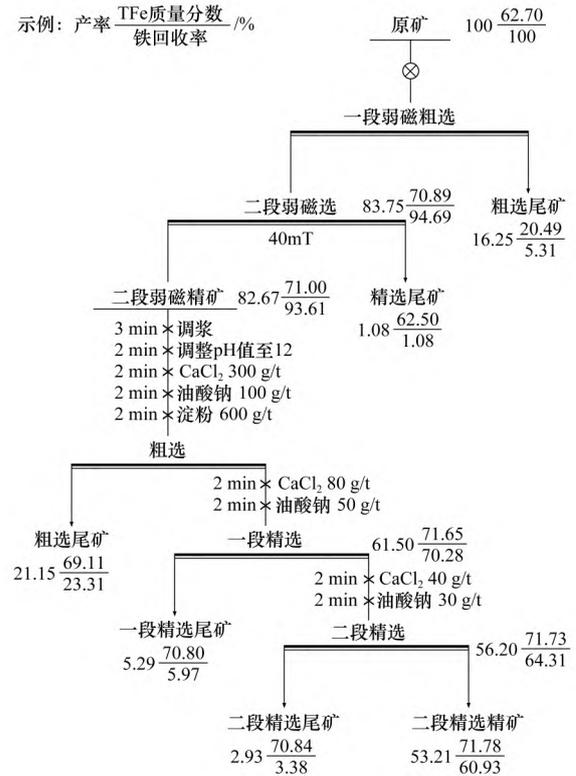


图 10 全流程试验

Fig. 10 Full process test

2.3.2 产品分析

产品最终铁品位为 71.78%, 最终磁选精矿的

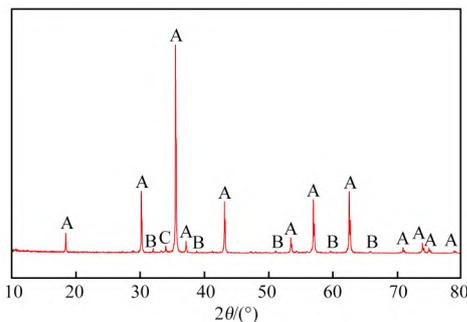
化学组成成分如表 3 所示。由表 3 可知, 相比原矿, 制备的超纯铁精矿 TFe 质量分数上升了 9.08%, MgO 质量分数降低了 7.137 个百分点, SiO₂ 质量分数降低至 0.272%, 有害杂质 S、P 质量分数分别降低至 0.025% 和 0.031%, 符合直接还原生产海绵铁、永磁性材料、直接还原生产型材等领域原料的质量要求^[17], 其余如 V₂O₅、Al₂O₃、TiO₂ 及 CaO 等杂质的质量分数均低于 0.2%。表明经过选矿工艺试验, 脉石矿物得到了有效抛除。

表 3 产品化学多元素分析结果(质量分数)

Table 3 Results of multielement analysis of product

chemistry									%
TFe	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	V ₂ O ₅	TiO ₂	CaO	S	P	
71.78	0.272	0.213	0.172	0.079	0.066	0.051	0.025	0.031	

对浮选铁精矿进行 X 射线衍射分析, 如图 11 所示。由图 11 可知, 原矿经过两段弱磁选和“一粗二精”反浮选试验后, 磁铁矿的衍射特征峰无明显变化, 石英矿相 28.698°、38.876°及 59.763°的衍射特征峰基本消失, 32.038°的衍射特征峰强度大幅减小, 堇青石、镁绿泥石、硅灰石及钙铝榴石的衍射特征峰皆基本消失, 仅剩少量含镁、铝的脉石矿物以镁铝榴石的形式存在, 其衍射特征峰衍射角为 33.170°。表明经过选矿工艺试验, 制得了较高品质的超纯铁精矿。



A—磁铁矿(Fe₃O₄); B—石英(SiO₂);
C—镁铝榴石[Mg₃Al₂(SiO₄)₃]。

图 11 X 射线衍射试验结果

Fig. 11 X-ray diffraction test results

3 结论

(1) 磨矿细度试验中, 锥形球磨机的最佳磨矿时长为 7 min, 此时 < 0.045 mm 粒级占比为

97.88%, 对应 TFe 质量分数为 70.89%、回收率为 94.69%, 再经过磁场强度为 80 mT 和 40 mT 的弱磁选, 可得到 TFe 质量分数为 71.00%、综合回收率为 93.60% 的铁精矿。

(2) 以 40 mT 弱磁选铁精矿为原料、CaCl₂ 为活化剂、油酸钠为捕收剂、淀粉为抑制剂进行“一粗二精”反浮选降硅工艺, 可获得 TFe 质量分数为 71.78%、回收率为 60.93% 的超纯铁精矿, 以及 TFe 质量分数为 69.11%、70.80%、70.84% 的反浮选尾矿和 62.50% 的弱磁选精选尾矿, 四种尾矿产品均达到普通铁精矿品位, 该工艺的综合效益大大提升。试验制备的超纯铁精矿 SiO₂ 质量分数低于 0.5%, 其余杂质质量分数低于 0.2%, 达到了超纯铁精矿的标准。

参考文献:

- [1] 杨晓峰, 岳远行, 刘双安, 等. 弓长岭某磁铁矿高效制备超级铁精矿研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2024(5): 136-143; 198.
YANG Xiaofeng, YUE Yuanxing, LIU Shuang'an, et al. Study on efficient preparation of super iron concentrate from a magnetite ore in Gongchangling[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2024(5): 136-143, 198.
- [2] 蔡大为, 范晓慧. 钢铁工业低碳炉料及绿色冶炼技术进展[J]. 烧结球团, 2023, 48(4): 1-7.
CAI Dawei, FAN Xiaohui. Progress of low-carbon charge and green smelting technology in iron and steel industry[J]. Sintering and Pelletizing, 2023, 48(4): 1-7.
- [3] 王鹃鹃, 卢东方. 河北某普通磁铁矿制备超纯铁精矿试验研究[J]. 有色金属工程, 2024, 14(4): 112-120.
WANG Juanjuan, LU Dongfang. Experimental study on the preparation of ultra-pure iron concentrate from an ordinary magnetite in Hebei[J]. Nonferrous Metals Engineering, 2024, 14(4): 112-120.
- [4] 易陆杰, 蒋林海, 李建, 等. 优质球团矿产品多元化低成本清洁生产技术开发与应用[J]. 烧结球团, 2022, 47(1): 95-103.
YI Lujie, JIANG Linhai, LI Jian, et al. Technology development and application of diversified low cost clean production of high quality pellet products[J]. Sintering and Pelletizing, 2022, 47(1): 95-103.

- [5] 陈宏凯,杜新,周政. 四川某铁矿铁精矿制备超级铁精矿实验[J]. 矿产综合利用, 2022(6): 150-154.
CHEN Hongkai, DU Xin, ZHOU Zheng. Super-grade iron concentrate experimental study on an iron concentrate from Sichuan[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(6): 150-154.
- [6] 吴红,齐美超,李保健,等. 张庄铁矿石提铁降硅选矿试验及超纯铁精矿探索试验[J]. 现代矿业, 2019, 35(6): 144-148.
WU Hong, QI Meichao, LI Baojian, et al. Zhangzhuang iron ore iron increase and silicon decrease experiment and ultra-pure iron concentrate exploration test[J]. Modern Mining, 2019, 35(6): 144-148.
- [7] 何婷,余新文,杨晓军,等. 四川某铁精矿回收超纯铁精矿的选矿实验研究[J]. 矿产综合利用, 2022(5): 168-173.
HE Ting, YU Xinwen, YANG Xiaojun, et al. Experimental study on recovery of super pure iron concentrate from an iron concentrate in Sichuan[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(5): 168-173.
- [8] 张斌,陈雪,张凜,等. 某难选铁矿磁-重-浮联合选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2024(7): 99-103.
ZHANG Bin, CHEN Xue, ZHANG Lin, et al. Study on magnetic separation-gravity separation-flotation combined beneficiation test for a refractory iron mine[J]. Metal Mine, 2024(7): 99-103.
- [9] 张丽军,王晓慧. 硫铁矿选矿概述[J]. 矿产综合利用, 2016(1): 18-21.
ZHANG Lijun, WANG Xiaohui. Summarization of pyrite beneficiation[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2016(1): 18-21.
- [10] 张凜,骆洪振,徐健,等. 国外某多金属伴生铁矿综合回收试验研究[J]. 中国矿业, 2024, 33(11): 229-236.
ZHANG Lin, LUO Hongzhen, XU Jian, et al. Experimental study on comprehensive recovery of a polymetallic associated iron ore abroad[J]. China Mining Magazine, 2024, 33(11): 229-236.
- [11] 张祖刚,许继龙,王秋林. 墨西哥某含硫铁矿石提质降杂选矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2022, 42(4): 64-66.
ZHANG Zugang, XU Jilong, WANG Qiulin. Upgrading concentrate from mineral processing of Mexican sulfur-bearing iron ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2022, 42(4): 64-66.
- [12] 沈传刚,肖庆飞,宋念平,等. 磨矿细度对辉钼矿浮选的影响[J]. 有色金属(选矿部分), 2017(1): 51-54; 68.
SHEN Chuangang, XIAO Qingfei, SONG Nianping, et al. Effect of grinding fineness on molybdenite flotation[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2017(1): 51-54; 68.
- [13] 刘荣祥. 白云鄂博铁矿制备超级铁精粉工艺及浮选机理研究[D]. 包头: 内蒙古科技大学, 2019.
LIU Rongxiang. Research on preparation process and flotation mechanism of super iron fine powder from Bayan Obo iron mine[D]. Baotou: Inner Mongolia University of Science and Technology, 2019.
- [14] 董文超,刘建,白旭,等. 钛铁矿浮选药剂作用机理及进展[J]. 矿产保护与利用, 2019, 39(4): 159-164; 171.
DONG Wenchao, LIU Jian, BAI Xu, et al. Action mechanism and progress of ilmenite flotation reagents[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2019, 39(4): 159-164; 171.
- [15] 徐艳玲. 赤铁矿反浮选中淀粉抑制剂的分子结构效应及作用机理[D]. 武汉: 武汉理工大学, 2022.
XU Yanling. Molecular structure effect and mechanism of starch inhibitor in reverse flotation of hematite[D]. Wuhan: Wuhan University of Technology, 2022.
- [16] 白俊智,王纪镇,印万忠,等. 氯化钙和碳酸钠对方解石浮选的影响及其机理研究[J]. 矿产综合利用, 2021(3): 64-70.
BAI Junzhi, WANG Jizhen, YIN Wanzhong, et al. Effects and mechanism of calcium chloride and sodium carbonate on the calcite flotation[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(3): 64-70.
- [17] 甄逢生. 超纯铁精矿制备工艺研究[D]. 郑州: 郑州大学, 2018.
ZHEN Fengsheng. Research on preparation technology of ultra-pure iron concentrate[D]. Zhengzhou: Zhengzhou University, 2018.