

某尾矿预富集精矿磁化焙烧产品合理选别工艺研究^①

杨晓峰¹, 陈宇², 梅灿国²

(1.鞍钢集团北京研究院有限公司,北京 102200; 2.鞍钢集团矿业设计研究院有限公司,辽宁鞍山 114002)

摘要:对某尾矿经预富集-磁化焙烧后的产品分别进行了磨矿-磁选和磨矿-磁选-浮选联合工艺试验研究。TFe品位33.19%的焙烧矿采用磨矿-磁选工艺,在磨矿细度-0.025 mm 粒级占97%时可获得TFe品位63.04%、回收率80.04%的铁精矿,虽然工艺流程简单,但磨矿细度在工业生产中较难实现,且磨矿成本极高;采用磨矿-磁选-浮选联合工艺,在磨矿细度-0.025 mm 粒级占85%时可获得TFe品位65.36%、回收率73.39%的铁精矿,且磨矿细度在工业生产中可以实现,磨矿成本明显较低。

关键词:尾矿综合利用; 铁尾矿; 铁精矿; 磁化焙烧; 磨矿细度; 磁选; 浮选

中图分类号: TD981

文献标识码: A

doi:10.3969/j.issn.0253-6099.2023.05.012

文章编号: 0253-6099(2023)05-0054-04

Optimization of Separation Process for Magnetizing Roasting Products of Preconcentrated Concentrate of Iron Ore Separation Tailings

YANG Xiaofeng¹, CHEN Yu², MEI Canguo²

(1. Ansteel Group Beijing Research Institute Co Ltd, Beijing 102200, China; 2. Ansteel Mining Engineering Corporation, Anshan 114002, Liaoning, China)

Abstract: After iron tailings was subjected to preconcentration followed by magnetizing roasting process, the obtained product was taken in an experiment to be processed respectively by adopting a grinding and magnetic separation process and a combined process of grinding plus magnetic separation followed by flotation process. The roasted ore with TFe grade of 33.19% was processed using a grinding and magnetic separation approach, resulting in an iron concentrate grading 63.04% TFe at 80.04% recovery at a grinding fineness of -0.025 mm 97%. Although the processing flowsheet is simple, it is still hard to achieve such a grinding fineness in commercial practice and the grinding cost is also extremely high. However, a process consisting of grinding, magnetic separation and flotation, with a grinding fineness of -0.025 mm 85%, can produce an iron concentrate grading 65.36% TFe at 73.39% recovery. Therewith, such grinding fineness is commercially practicable and the grinding cost can be obviously reduced.

Key words: comprehensive utilization of tailings; iron tailing; iron concentrate; magnetizing roasting; grinding fineness; magnetic separation; flotation

最大限度回收利用铁尾矿中的有价成分,可达到降低尾矿品位、减少金属流失、提高经济效益的目的^[1-3]。近年来国内相关研究单位围绕从铁尾矿中回收铁进行了大量研究工作,其中预富集-磁化焙烧-磁选是非常有效的技术之一^[4-6],该技术在保证回收率的前提下,提高焙烧给矿品位、减少进入焙烧作业的矿石量^[7],即铁尾矿经磁选-磨矿-磁选预富集后除去矿泥和部分脉石,使全铁品位由10%~15%提高到30%左右,预富集精矿在适宜条件下进行焙烧后,可使赤

(褐)铁矿、菱铁矿等弱磁性矿物转化为强磁性矿物,再经磨矿-磁选可获得高品位铁精矿^[7]。但对于嵌布粒度较细的铁矿石,其尾矿中流失的铁矿物大多为微细粒矿物,对其进行回收需磨至较细的粒度,经预富集-磁化焙烧-磁选易造成磁性夹杂,影响精矿品位。本文针对某铁矿物嵌布粒度大部分在0.037 mm以下、部分在0.01 mm以下的细粒铁尾矿的预富集精矿磁化焙烧产品分别采用磁选和磁选-浮选联合工艺进行试验,根据试验结果,推荐采用磁选-浮选联合工艺选别

① 收稿日期: 2023-04-15

基金项目: 国家自然科学基金(51674064, 51674065)

作者简介: 杨晓峰(1971—),女,辽宁鞍山人,正高级工程师,主要研究方向为选矿工艺技术。

细粒铁尾矿预富集精矿磁化焙烧产品。

1 试验原料

试验原料为某尾矿经预富集-磁化焙烧后产品,主要由石英和磁铁矿组成,另有少量白云石,其化学成分分析结果和铁物相分析结果分别见表 1 和表 2。由表 1 可知,焙烧矿中 TFe 含量为 33.19%、FeO 含量为 11.12%,主要脉石矿物为石英,其他有害杂质含量较小。由表 2 可知,焙烧产品中铁以磁性铁为主,另有少量未转化的赤铁矿和碳酸铁,硫化铁和硅酸铁含量较低。

表 1 焙烧产品化学成分分析结果(质量分数) %

| TFe | FeO | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | TiO ₂ | CaO | MgO | K ₂ O | Na ₂ O | P | S |
|-------|-------|------------------|--------------------------------|------------------|------|------|------------------|-------------------|------|------|
| 33.19 | 11.12 | 45.33 | 1.85 | 0.08 | 1.81 | 1.80 | 0.31 | 0.16 | 0.05 | 0.07 |

表 2 焙烧产品铁物相分析结果

| 铁物相 | 含量/% | 分布率/% |
|----------|-------|--------|
| 赤(褐)铁矿中铁 | 1.67 | 5.05 |
| 磁性铁中铁 | 29.12 | 88.16 |
| 碳酸铁中铁 | 1.72 | 5.21 |
| 硫化铁中铁 | 0.20 | 0.61 |
| 硅酸铁中铁 | 0.32 | 0.97 |
| 合计 | 33.03 | 100.00 |

2 试验结果及讨论

2.1 试验方法

试验原料为 TFe 品位 33.19%、细度-0.025 mm 粒级占 65%的预富集精矿焙烧后产品。试验中磨矿采用塔磨机;磁选采用电磁筒式磁选机,电流 3.5 A;浮选采用试验室 0.5 L 单槽浮选机,浮选药剂均为现场使用的药剂。

2.2 焙烧矿磨矿-磁选试验

对未经磨矿和磨矿后的焙烧矿进行一段弱磁选,以确定焙烧矿直接弱磁选抛尾与磨矿后再抛尾工艺的合理性。试验流程见图 1,结果见表 3。由表 3 可知,随着磨矿细度-0.025 mm 粒级含量由 65.0%提高至 97.0%,精矿 TFe 品位由 42.21%提高至 57.92%,作业回收率由 92.48%降至 86.02%。结果表明,要获得高品位铁精矿必须进行细磨。焙烧矿产品未经磨矿(-0.025 mm 粒级占 65.0%)直接弱磁选抛尾,可提前抛弃 TFe 品位 9.15%、产率 27.28%的尾矿,减少了进入磨矿作业的矿石量。综合考虑,确定对焙烧矿产品不磨矿直接弱磁选抛尾。

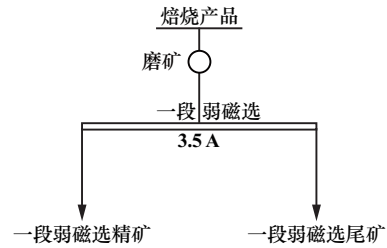


图 1 焙烧产品一段弱磁选流程

表 3 焙烧矿产品一段弱磁选试验结果

| -0.025 mm 粒级含量/% | 精矿产率/% | 精矿 TFe 品位/% | 精矿回收率/% | 尾矿 TFe 品位/% |
|------------------|--------|-------------|---------|-------------|
| 65.0(未磨) | 72.72 | 42.21 | 92.48 | 9.15 |
| 82.0 | 53.91 | 53.76 | 87.32 | 9.13 |
| 87.5 | 53.53 | 54.32 | 87.61 | 8.85 |
| 93.0 | 51.58 | 56.09 | 87.16 | 8.80 |
| 97.0 | 49.29 | 57.92 | 86.02 | 9.15 |

2.3 一段弱磁选精矿磨矿-磁选试验

对焙烧产品经弱磁选获得的 TFe 品位 42.21%的一段弱磁精矿进行了磨矿-弱磁精选试验,试验流程及工艺条件如图 2 所示,结果见图 3。从图 3 可以看出,随着磨矿细度-0.025 mm 粒级含量由 91%提高到 97%,精矿 TFe 品位和回收率均逐渐提高,-0.025 mm 粒级含量 97%时,经过多段弱磁选获得了精矿 TFe 品位

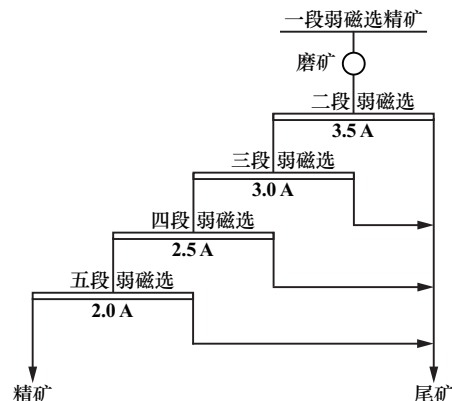


图 2 一段弱磁选精矿磨矿-磁选试验流程

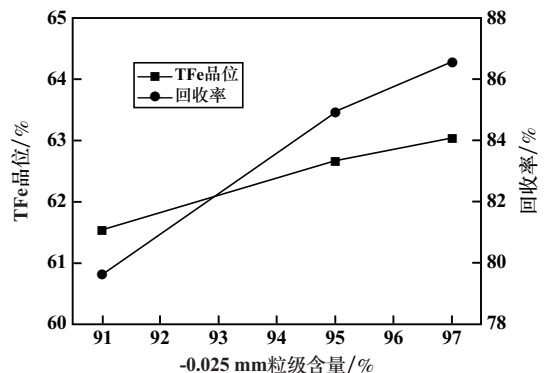


图 3 磨矿细度对弱磁精选指标的影响

63.04%、作业回收率 86.79%的技术指标,此时虽然精矿品位达到 63%,但磨矿成本高,且会给后续过滤作业带来较大影响,如过滤机利用系数低、滤饼水分高等。

2.4 一段弱磁选精矿磨矿-磁选-浮选试验

对焙烧后产品经过一段弱磁选后获得的 TFe 品位 42.21%的一段弱磁选精矿进行了磨矿-磁选-浮选试验,试验流程见图 4。

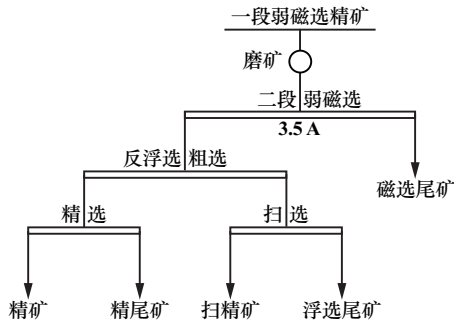


图 4 一段弱磁选精矿再磨-磁选-浮选试验流程

2.4.1 磨矿细度试验

按图 4 所示流程,调整剂用量 1 125 g/t、抑制剂用量 900 g/t、活化剂用量 450 g/t、捕收剂用量 900 g/t(粗选 600 g/t,精选 300 g/t)时,磨矿细度对选别指标的影响见图 5。从图 5 可以看出,随着磨矿细度-0.025 mm 粒级含量由 80%提高到 91%,精矿 TFe 品位由 66.17% 逐渐提高到 67.24%,回收率先小幅上升后大幅下降,确定磁选-浮选联合工艺的磨矿细度为-0.025 mm 粒级含量 85%。该磨矿细度与单一磁选工艺的-0.025 mm 粒级含量 97%相比,磨矿成本大幅度降低,且在工业上易于实现。

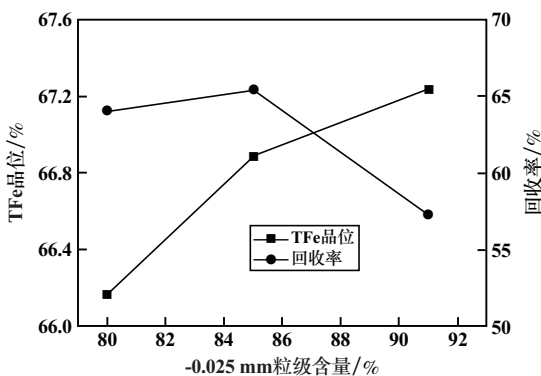


图 5 磨矿细度对选别指标的影响

2.4.2 抑制剂用量试验

磨矿细度-0.025 mm 粒级含量 85%,按图 4 所示流程,调整剂用量 1 125 g/t、活化剂用量 450 g/t、捕收剂用量 900 g/t(粗选 600 g/t,精选 300 g/t)时,抑制剂用量对选别指标的影响见图 6。从图 6 可以看出,随

着抑制剂用量由 750 g/t 增加到 1 050 g/t,精矿 TFe 品位由 67.35% 逐渐降到 65.40%,回收率由 52.66% 逐渐升高到 77.58%,综合考虑精矿品位和回收率,确定适宜的抑制剂用量为 900 g/t。

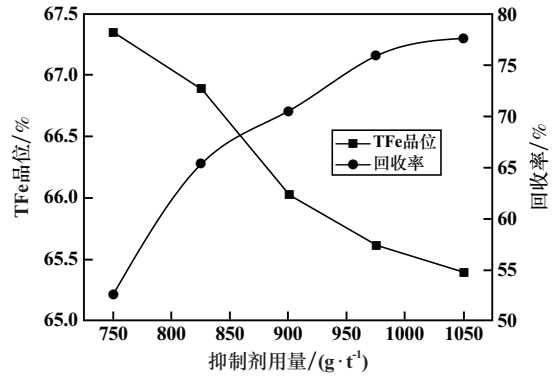


图 6 抑制剂用量对选别指标的影响

2.4.3 捕收剂用量试验

抑制剂用量 900 g/t,其他条件不变,捕收剂用量对选别指标的影响见图 7。从图 7 可以看出,随着捕收剂用量由 720 g/t 增加到 1 260 g/t,精矿 TFe 品位由 64.97% 逐渐升高到 67.31%,回收率由 75.93% 逐渐降到 49.97%。综合考虑精矿品位和回收率,确定捕收剂适宜用量为 1 080 g/t。

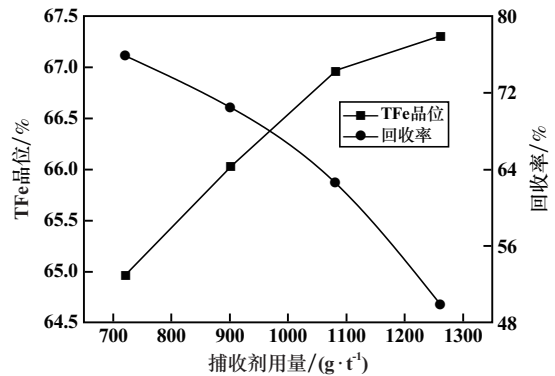


图 7 捕收剂用量对选别指标的影响

2.4.4 反浮选闭路试验

根据开路试验结果,对磨矿细度-0.025 mm 粒级含量 85%时获得的弱磁选精矿在调整剂用量 1 125 g/t、活化剂用量 450 g/t、抑制剂用量 900 g/t、捕收剂用量 1 080 g/t(粗选 720 g/t,精选 360 g/t)条件下进行反浮选闭路试验,结果见图 8。一粗一精一扫反浮选闭路试验获得了精矿 TFe 品位 65.36%、回收率 84.54%、尾矿 TFe 品位 28.84%的技术指标。

2.5 试验结果对比

TFe 品位 33.19%的焙烧矿在一段弱磁选抛尾后,分别进行了磨矿-磁选和磨矿-磁选-浮选,选别指标对比

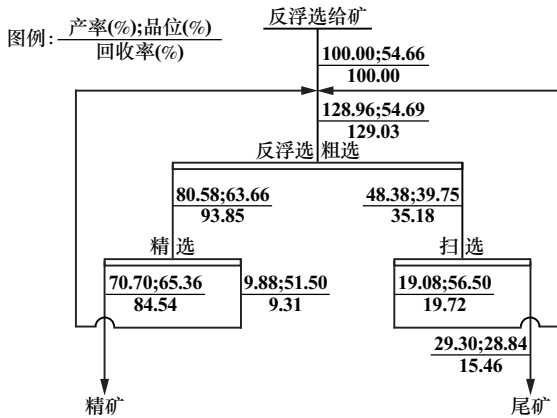


图 8 一粗一精一扫反浮选闭路试验数质量流程

结果见表 4。焙烧矿经磨矿-磁选-浮选联合工艺获得的精矿 TFe 品位高于磨矿-磁选获得的精矿 TFe 品位，且其工艺参数在现有技术条件下易于实现，因此推荐采用磨矿-磁选-浮选联合工艺选别该细粒级铁尾矿预富集精矿磁化焙烧产品。

表 4 不同选别工艺指标对比

| 工艺流程 | 精矿 TFe 品位/% | 精矿产率/% | 精矿回收率/% | 尾矿 TFe 品位/% |
|-------------------------------|-------------|--------|---------|-------------|
| 磨矿-磁选 -0.025 mm 粒级占 97% | 63.04 | 42.14 | 80.04 | 11.45 |
| 磨矿-磁选-浮选 -0.025 mm 粒级占 85% | 65.36 | 37.27 | 73.39 | 14.08 |

3 结 论

1) TFe 品位 33.19% 的焙烧矿采用磨矿-磁选工艺，在磨矿细度达到 -0.025 mm 粒级占 97% 时，可获得 TFe 品位 63.04%、回收率 80.04% 的精矿，该工艺流程

虽然简单，但磨矿细度 -0.025 mm 粒级占 97% 在工业生产中较难实现，且磨矿成本极高。TFe 品位 33.19% 的焙烧矿采用磨矿-磁选-浮选联合工艺，在磨矿细度 -0.025 mm 粒级占 85% 时可获得 TFe 品位 65.36%、回收率 73.39% 的铁精矿，且该磨矿细度在工业生产可以实现，磨矿成本明显较低，但回收率较低。

2) 推荐磨矿-磁选-浮选联合工艺选别该细粒铁尾矿预富集精矿磁化焙烧产品。TFe 品位 33.19% 的预富集精矿经焙烧后，采用磨矿-磁选-浮选联合工艺进行选别，在磨矿细度 -0.025 mm 粒级占 85% 时可获得精矿 TFe 品位 65.36%、精矿产率 37.27%、回收率 73.39%、尾矿 TFe 品位 14.08% 的选别指标。该工艺为细粒铁尾矿高效回收利用提供了技术支撑与借鉴。

参考文献：

- [1] 韩跃新,李艳军,高 鹏,等. 复杂难选铁矿石悬浮磁化焙烧-高效分选技术[J]. 钢铁研究学报, 2019,31(2):89-94.
- [2] 韩跃新,高 鹏,李艳军,等. 我国铁矿资源“劣质能用、优质优用”发展战略研究[J]. 金属矿山, 2016(12):2-8.
- [3] 余建文,韩跃新,李艳军,等. 东鞍山含碳酸盐铁矿石悬浮磁化焙烧试验[J]. 东北大学学报(自然科学版), 2018,39(12):1754-1758.
- [4] 王英姿,罗良飞,罗俊凯,袁家村铁矿闪石型氧化矿选矿工艺技术研究[J]. 矿冶工程, 2020,40(4):69-74.
- [5] 袁 帅,韩跃新,高 鹏,等. 难选铁矿石悬浮磁化焙烧技术研究现状及进展[J]. 金属矿山, 2016(12):9-12.
- [6] 朱庆山,李洪钟. 难选铁矿流态化磁化焙烧研究进展与发展前景[J]. 化工学报, 2014,65(7):2437-2442.
- [7] 毛拥军,张 茂,陈沪飞. 某菱铁矿磁化焙烧-磁选工艺试验研究[J]. 矿冶工程, 2019,39(1):79-81.

引用本文：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.

版权声明

本刊已许可国内外文献检索系统或数据库在其官网及其系列数据库产品中以数字化方式复制、汇编、发行、信息网络传播本刊全文。同时矿冶工程杂志官网已实行论文全文免费开放获取。本刊按矿冶工程杂志相关规定向作者一次性支付稿酬及著作权使用费后，本刊及相关合作单位不再向作者支付其他费用。作者向本刊提交文章发表的行为即视为同意本刊上述声明。

矿冶工程杂志编辑部
2023 年 10 月