

## Magnetization roasting–magnetic separation of cyanide tailings based on high intensity magnetic preconcentration

Pingfeng FU<sup>1,2\*</sup>, Zhenyu LI<sup>1</sup>, Zhenzhong BIAN<sup>1</sup>

1. School of Civil and Resources Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China

2. State Key Laboratory of High-efficient Mining and Safety of Metal Mines, Ministry of Education, Beijing 100083, China

**Abstract:** The combined process, high intensity magnetic preconcentration–magnetization roasting–magnetic separation, was used to prepare iron concentrate from roasted cyanide tailings with TFe grade of 30.71% in Henan province. The results showed that rough iron concentrate with TFe grade of 44.96% and recovery rate of 78.27% was obtained with high intensity magnetic separation at the magnetic field intensity of 1511.54 kA/m. The rough iron concentrate mixed with 10wt% coke powder was roasted at 750 °C for 45 min. The roasted product was further treated with two-stage grinding and two-stage magnetic separation. The iron concentrate with TFe grade of 61.71% and recovery rate of 68.66% was obtained at the grinding fineness of less than 0.028 mm of 63.9%. Magnetic separation tailings, with a yield of 16.79%, could be classified as common industrial solid wastes due to no residual cyanides. Some hematite was not reduced at the temperature of below 700 °C, and reduced magnetite could be further transformed to magnesioferrite, fayalite and wustite at the temperature of above 800 °C, which reduced the content of magnetite and resulted in loss of iron in the magnetic separation. As the roasting temperature was 750 °C, the highest content of magnetite in roasted samples was achieved.

**Key words:** cyanide tailings; high intensity magnetic preconcentration; magnetization roasting; magnetic susceptibility

## 基于强磁预选的某氰化尾渣磁化焙烧–磁选工艺

傅平丰<sup>1,2\*</sup>, 李振宇<sup>1</sup>, 边振忠<sup>1</sup>

1. 北京科技大学土木与资源工程学院, 北京 100083

2. 金属矿山高效开采与安全教育部重点实验室, 北京 100083

**摘 要:** 以 TFe 品位为 30.71% 的河南某焙烧氰化尾渣为原料, 采用湿式强磁预选–磁化焙烧–磁选联合工艺制备铁精粉。结果表明, 当强磁预选的磁场强度为 1511.54 kA/m 时, 得到 TFe 品位 44.96%、回收率 78.27% 的粗精矿; 以该粗精矿为磁化焙烧原料, 配 10wt% 焦粉, 于 750 °C 下磁化焙烧 45 min, 焙烧样经二段磨矿、二段弱磁选, 当二段磨矿细度小于 0.028 mm 占 63.9% 时, 可得 TFe 品位 61.71%、回收率 68.66% 的铁精粉; 产率为 16.79% 的弱磁选尾矿不含氰化物, 转化为一般工业固体废物。焙烧温度低于 700 °C 时, 部分赤铁矿未还原; 焙烧温度超过 800 °C 时, 生成的磁铁矿转化成镁铁矿、铁橄榄石和方铁矿, 磁铁矿含量降低, 导致铁损失; 焙烧温度为 750 °C 时, 磁铁矿含量最高。

**关键词:** 氰化尾渣; 强磁预选; 磁化焙烧; 磁化率

中图分类号: TD951

文献标识码: A

文章编号: 1009–606X(2018)04–0774–05

收稿: 2017–10–19, 修回: 2017–12–01, 网络发表: 2018–01–08, Received: 2017–10–19, Revised: 2017–12–01, Published online: 2018–01–08  
基金项目: 国家自然科学基金资助项目(编号: 51674017)

作者简介: 傅平丰(1976–), 男, 浙江省诸暨市人, 博士, 副教授, 主要从事矿冶固废资源化和矿业污染控制研究, Tel: 13520202167, E-mail: pffu@ces.ustb.edu.cn.

**引用格式:** 傅平丰, 李振宇, 边振忠. 基于强磁预选的某氰化尾渣磁化焙烧–磁选工艺. 过程工程学报, 2018, 18(4): 774–778.

Fu P F, Li Z Y, Bian Z Z. Magnetization roasting–magnetic separation of cyanide tailings based on high intensity magnetic preconcentration (in Chinese). Chin. J. Process Eng., 2018, 18(4): 774–778, DOI: 10.12034/j.issn.1009-606X.217357.

1 前言

氰化尾渣是黄金冶炼厂氰化提金后产生的尾渣，据不完全统计，我国黄金冶炼企业年排放氰化尾渣量已超过2450万吨，累计堆存量达1.5亿吨以上<sup>[1,2]</sup>。氰化尾渣粒度极细，流动性强，堆存易出现塌方、滑坡等安全事故；氰化尾渣残留大量氰化药剂，已被列入国家危险废物名录，黄金冶炼企业需严格按照危险废物处置要求管理与处理氰化尾渣。

焙烧氰化尾渣是指金精矿经氧化焙烧-氰化浸出后形成的尾渣，俗称红渣，是当前堆存的主要氰化尾渣之一，其 TFe 品位约为 30%，赤铁矿是主要含铁矿物，硫、砷等有害杂质含量较低，是可利用的宝贵二次资源<sup>[3-5]</sup>。磁化焙烧-磁选工艺是回收焙烧氰化尾渣中铁的主要方法，尾渣中赤铁矿经磁化焙烧后转化成磁铁矿，经弱磁选分离可得铁精粉<sup>[6-9]</sup>。但焙烧氰化尾渣经磁化焙烧-磁选难以获得 TFe>60%的铁精矿。张亚莉等<sup>[10]</sup>从热力学角度分析了氰化尾渣磁化焙烧时铁化合物的反应行为，认为若氰化尾渣中 CaO/SiO<sub>2</sub> 摩尔比不合适，Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 会与生成的 2CaO·SiO<sub>2</sub> 反应转化成 2CaO·Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>，且 CO 会促进还原产物 Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> 与 SiO<sub>2</sub> 反应生成 2FeO·SiO<sub>2</sub>，将与磁铁矿颗粒一同被选出，降低铁精粉的 TFe 品位；TFe 品位 33.7% 的某氰化尾渣，配加 CaO 使摩尔比

CaO/SiO<sub>2</sub>=1:1，再添加 1% Na<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> 助熔剂，经磁化焙烧-磁选处理可得 TFe 品位大于 60%、回收率 84%的铁精粉。Zhang 等<sup>[6]</sup>采用添加 30% Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> 磁选焙烧-水浸-磁选工艺处理高硅高铝氰化尾渣，热水浸出可溶除大量 Si 和 Al 等杂质，磁选后可得铁品位 59.11%、回收率 76.12%的铁精矿。但添加大量钠盐或 CaO 磁化焙烧，增加了氰化尾渣提铁工艺的复杂性和加工成本。本研究以湿式强磁预选处理焙烧氰化尾渣，在磁化焙烧前大量脱除硅铝等杂质，提高焙烧物料的铁品位，强磁选粗精矿经磁化焙烧-磁选处理后可得 TFe 品位大于 61%的铁精粉，考察了磁化焙烧过程中氰化尾渣的物相转化规律，为焙烧氰化尾渣的综合利用提供技术支持。

2 实验

2.1 实验原料

焙烧氰化尾渣取自河南灵宝某黄金冶炼厂，外观呈褐红色，赤铁矿为主要有用矿物，主要脉石矿物是石英。尾渣的化学成分见表 1，TFe 品位达 30.71%，有害元素 S 和 P 含量低，具有较高的回用价值。尾渣的粒度与 TFe 分布如表 2 所示，小于 38 μm 的颗粒占 66.2%，TFe 含量达 71.39%，表明此尾渣粒度极细，泥化严重，含铁矿物尺寸小，磁性弱，以常规选矿方法难以回收其中的铁。

表 1 氰化尾渣的化学成分  
Table 1 Chemical composition of received cyanide tailings

Component	TFe	Au	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	P	Ignition loss
Content/wt%	30.71	1.25 g/t	35.38	3.46	0.67	0.87	0.89	0.027	1.78

表 2 氰化尾渣的粒度与 TFe 的分布  
Table 2 Particle size and TFe distribution of received cyanide tailings

Particle size /mm	Yield /%	Cumulative yield/%	TFe grade /%	TFe content /%
>0.104	3.87	3.87	9.63	1.21
0.104~0.074	6.20	10.07	16.49	3.33
0.074~0.043	14.10	24.17	30.38	13.95
0.043~0.038	9.63	33.80	32.27	10.12
<0.038	66.20	100.00	33.12	71.39
Total	100.00	—	30.71	100.00

2.2 实验设备与仪器

尾渣湿式强磁预选采用 RK/CSQ50×70 型湿式强磁选机(四川省地矿局一零二厂)，磁化焙烧实验于 CD-1400X 型马弗炉(中国晶瑞建材有限公司)中进行，磁化焙烧后的弱磁选采用 CXG-99 型磁选管(唐山亿豪科技有限公司)，焙烧样磨矿采用 RK/BM 型三辊多筒棒磨机(武汉洛克粉磨设备制造有限公司)，尾渣、粗精矿和磁化焙烧样的物相分析采用 Rigaku Dmax-RD 型 X 射

线衍射仪(XRD，日本理学公司)。

2.3 实验方法

将焙烧氰化尾渣加水调浆，浓度为 15wt%，用湿式强磁选机进行强磁预选，磁场强度为 1511.54 kA/m，以齿板为磁介质，所得粗精矿用于磁化焙烧。

磁化焙烧实验于马弗炉中完成，先将 30 g 粗精矿与焦粉按一定比例混匀，置于石墨坩埚中，放入升温至预设温度的马弗炉中进行磁化焙烧，焙烧结束后取出坩埚，将焙烧样迅速水淬冷却，水淬渣经磨矿后用磁选管磁选。焙烧温度、焙烧时间和焦粉用量实验中，水淬渣磨细至小于 0.074 mm 占 70.4%后进行一段磁选，磁场强度为 79.55 kA/m，以磁选精矿的 TFe 品位和回收率评价磁化焙烧效果。优化磁化焙烧条件后，水淬渣的磁选采用二段磨矿、二段弱磁选流程，得最终铁精粉。

2.4 评价方法

磁化焙烧过程中，以磁化率  $\eta$  评价粗精矿在磁化焙

烧过程中的还原程度<sup>[11]</sup>:

$$\eta = W_{\text{TFe}} / W_{\text{FeO}} \quad (1)$$

式中,  $W_{\text{TFe}}$  和  $W_{\text{FeO}}$  分别为磁化焙烧产品中 TFe 和 FeO 含量(wt%), TFe 和 FeO 含量分别以三氯化钛还原重铬酸钾滴定法和重铬酸钾容量法测定. 纯赤铁矿全部转化为磁铁矿, 其理论最佳磁化率为 2.33, 磁化焙烧样的  $\eta$  越接近 2.33, 表明磁铁矿在磁化焙烧样中所占比例越高.

### 3 结果与讨论

#### 3.1 湿式强磁预选结果

以 TFe 品位为 30.71% 的焙烧氧化尾渣为原料, 经磁场强度为 1511.54 kA/m 的湿式强磁预选, 得到 TFe 品位 44.96%、产率为 53.46% 的粗精矿, TFe 品位比原始氧化尾渣提高了 14.25%. 以粗精矿为磁化焙烧原料, 焙烧量大幅减少, 焙烧产物中磁铁矿含量高, 可提高能源利用效率. 从图 1 可知, 粗精矿中赤铁矿的衍射峰比氧化尾渣明显增强, 而石英的衍射峰减弱, 难以找到斜方钙沸石的衍射峰, 表明经强磁预选后, 赤铁矿得到有效富集, 粗精矿中含 Si 和 Al 的脉石矿物减少, 有利于降低磁化焙烧中生成  $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$  等杂质的机率.

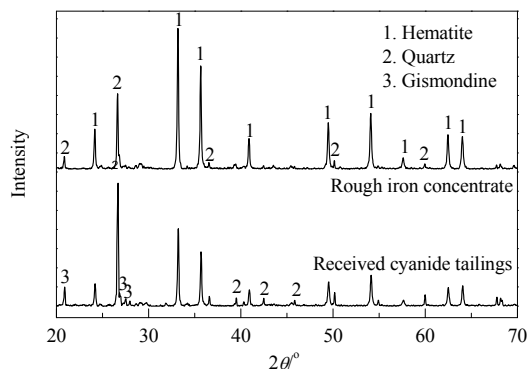


图 1 原始氧化尾渣和粗精矿的 XRD 谱  
Fig.1 XRD patterns of received cyanide tailings and rough iron concentrate

#### 3.2 磁化焙烧温度的影响

将强磁预选粗精矿与焦粉混合, 焦粉用量占粗精矿质量的 10%, 于马弗炉中焙烧 60 min, 考察磁化焙烧温度对磁化率、磁选精矿 TFe 品位和回收率的影响, 结果如图 2 所示. 可见, 焙烧温度从 650℃ 升至 900℃, 焙烧样的磁化率从 8.93 降到 0.91, 焙烧温度为 750℃ 时, 磁化率达 2.36, 接近磁铁矿的理论最佳磁化率(2.33), 表明在 750℃ 下磁化焙烧, 尾渣中赤铁矿基本上转化成磁铁矿<sup>[12,13]</sup>. 但焙烧温度升至 850 和 900℃ 时, 磁化率分别下降到 1.60 和 0.91, 表明 FeO 含量增加, 已生成的磁铁矿转化成其它含亚铁的物质. 焙烧温度从 650℃

升到 750℃ 时, 磁选精矿的 TFe 回收率从 3.16% 升到 37.93%, 表明更多的赤铁矿被还原成磁铁矿, 能被 79.55 kA/m 的弱磁场回收; 焙烧温度超过 800℃ 时, 精矿 TFe 回收率快速下降, 表明焙烧样中磁铁矿的含量降低, 与磁化率降低一致, 应是生成了其它含亚铁的矿物<sup>[14]</sup>. 合适的磁化焙烧温度为 750℃.

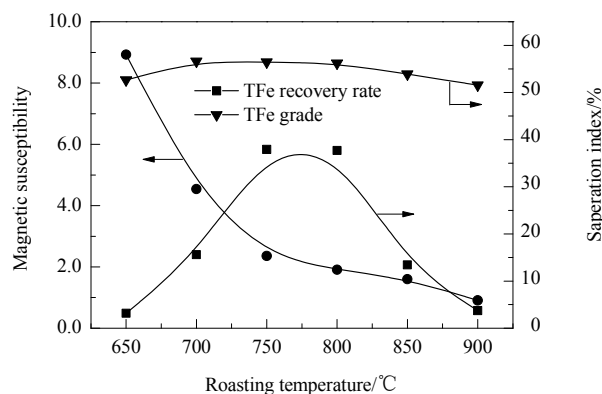


图 2 焙烧温度对磁化率、磁选精矿铁品位和回收率的影响  
Fig.2 Effects of roasting temperature on magnetic susceptibility, TFe grade and recovery rate of iron concentrate

不同温度焙烧样的 XRD 谱如图 3 所示, 可见焙烧温度为 650℃ 时, 焙烧样只含少量磁铁矿, 仍以赤铁矿为主; 700℃ 焙烧样中赤铁矿的衍射峰强度减弱, 磁铁矿的衍射峰强度明显增强; 750℃ 时基本观察不到赤铁矿的衍射峰, 表明该温度下焙烧, 尾渣中的赤铁矿已被还原成磁铁矿, 与磁化率降低一致; 温度升高到 850℃ 时, 磁铁矿虽仍是主要矿物, 但出现了少量镁铁矿和铁橄榄石, 表明磁铁矿可与 Mg 和 Si 等杂质在高温下反应, 生成其它含亚铁的物质[式(2)和(3)]; 温度升高到 900℃ 时, 磁铁矿的衍射峰已很弱, 出现大量方铁矿, 铁橄榄石的衍射峰变强, 表明磁铁矿转化成了铁橄榄石和方铁矿[式(3)~(5)]. XRD 分析表明, 温度高于 800℃ 时, 焙烧

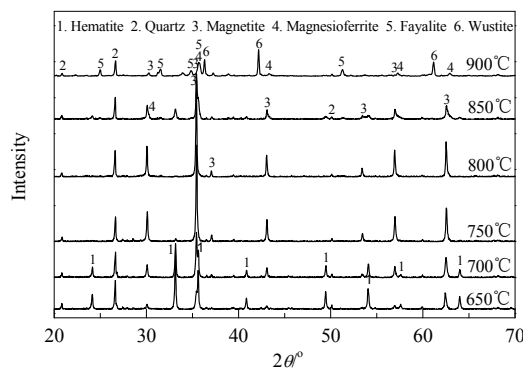
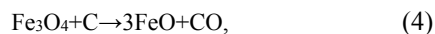
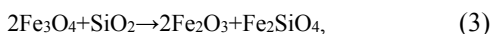
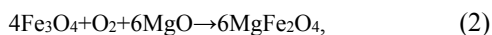


图 3 不同温度下焙烧样的 XRD 谱  
Fig.3 XRD patterns of roasted products at different magnetization roasting temperatures

样中磁铁矿含量不断降低, 出现大量铁橄榄石和方铁矿等含亚铁矿物, 与磁化率和精矿 TFe 回收率降低一致。



### 3.3 磁化焙烧时间的影响

将粗精矿与焦粉混合, 焦粉用量占粗精矿质量的 10%, 于马弗炉中 750℃ 下焙烧, 考察焙烧时间对磁化率、磁选精矿 TFe 品位和回收率的影响, 结果如图 4 所示。可见焙烧时间从 30 min 延长到 120 min, 焙烧样的磁化率从 3.26 下降到 2.01, 焙烧 30 min 时磁化率高于磁铁矿的理论最佳磁化率(2.33), 表明尚有部分赤铁矿未被还原, 磁选精矿 TFe 回收率只有 23.85%; 焙烧 45 min 时的焙烧样磁化率达 2.40, 与理论最佳磁化率很接近, 表明赤铁矿还原已较充分, 此时 TFe 回收率达 41.11%。再延长焙烧时间, 磁选精矿 TFe 回收率和品位下降, 表明焙烧样中磁铁矿含量降低, 部分磁铁矿被转化成其它含亚铁的物质。

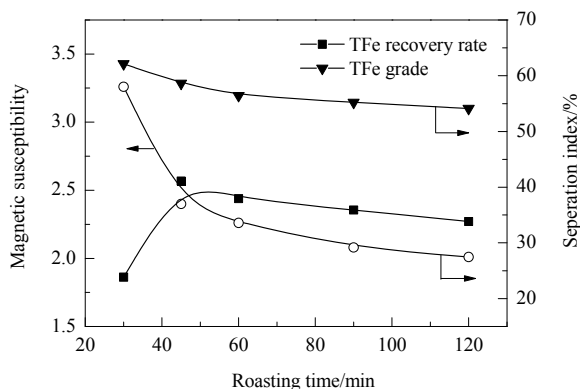


图4 焙烧时间对磁化率、磁选精矿 TFe 品位和回收率的影响

Fig.4 Effects of roasting time on magnetic susceptibility, TFe grade and recovery rate of iron concentrate

### 3.4 焦粉用量的影响

将粗精矿与焦粉混合, 于马弗炉中 750℃ 下焙烧 45 min, 考察焦粉用量对磁化率、磁选精矿 TFe 品位和回收率的影响, 结果如图 5 所示。可见焦粉用量从 3wt% 增加到 10wt% 时, 焙烧样的磁化率从 3.39 下降到 2.40, 磁选精矿 TFe 回收率从 19.21% 增至 41.11%, 表明焦粉用量小于 10wt% 时, 尾渣中赤铁矿还原不充分, 增加焦粉用量会促进赤铁矿还原成磁铁矿, 提高磁选 TFe 回收率。进一步增加焦粉用量对磁选精矿 TFe 品位和回收率影响不大, 合适的焦粉用量为 10wt%。

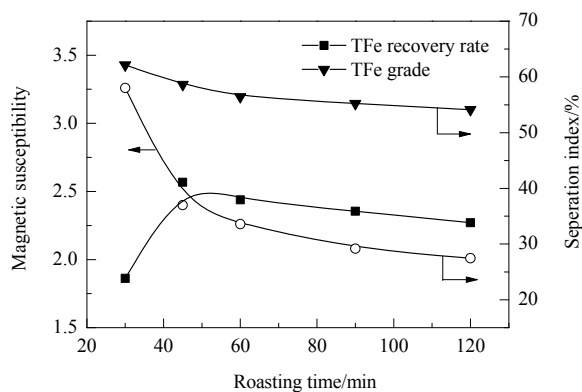


图5 焦粉用量对磁化率、磁选精矿 TFe 品位和回收率的影响

Fig.5 Effects of coke powder dosage on magnetic susceptibility, TFe grade and recovery rate of iron concentrate

### 3.5 二段磨矿细度对铁精粉质量的影响

粗精矿添加 10wt% 焦粉, 于 750℃ 下磁化焙烧 45min, 经二段磨矿、二段弱磁选得到最终精矿。一段磨矿细度为小于 0.074 mm 颗粒占 70.4%, 一段磁选磁场强度为 198.89 kA/m, 二段磁选磁场强度为 159.11 kA/m, 考察了二段磨矿细度对最终精矿质量的影响, 结果见图 6。可见二段磨矿细度从小于 0.028 mm 占 35.51% 增至占 63.91% 时, 最终精矿 TFe 品位从 57.53% 增至 61.71%, 表明此时磁铁矿与焙烧样中杂质矿物的解离较充分。二段磨矿细度增加到小于 0.028 mm 颗粒占 94.24% 时, TFe 回收率快速下降, 而最终精矿 TFe 品位变化不大, 只有约 61%, 表明给矿粒度太细不利于磁选回收磁铁矿, 精矿中含硅铝的杂质与微细粒磁铁矿存在共生现象, 难以通过细磨使磁铁矿完全解离。

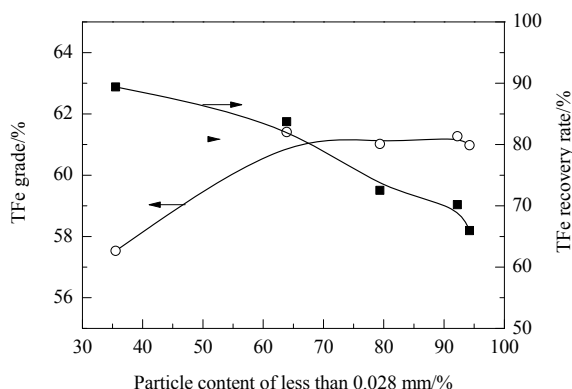


图6 二段磨矿细度对铁精粉 TFe 品位和回收率的影响

Fig.6 Effects of second stage grinding fineness on TFe grade and recovery rate of iron concentrate

焙烧氰化尾渣经湿式强磁预选, 可将 TFe 品位为 14.34%、产率为 46.54% 的尾渣去除, 与原始氰化尾渣相比, 产率为 53.46% 的粗精矿的 TFe 品位提高了

14.25%，大幅降低了硅、铝等杂质含量，减少了还原过程中磁铁矿与硅铝等杂质发生反应的机率，提高了磁选精矿的铁品位。粗精矿经磁化焙烧-磁选处理，得到 TFe 品位 61.71%、回收率 68.66%的铁精粉，可作为炼铁原料；产率为 16.86%的弱磁选尾矿已不含氰化物，成为一般工业固体废物，实现了危险废物的无害化。强磁选尾矿虽仍属于危险固体废物，但其产率仅为原始氰化尾渣的 46.54%，实现了危险废物的减量化。

## 4 结 论

对河南某焙烧氰化尾渣湿式强磁预选得到粗精矿，粗精矿配加焦粉还原焙烧，考察了焙烧温度、焙烧时间和焦粉用量对粗精矿磁化率和磁选指标的影响，得到以下结论：

(1) 氰化尾渣经湿式强磁预选后，可得 TFe 品位 44.96%、回收率 78.27%的粗精矿，TFe 品位比原尾渣提高了 14.25%，硅铝杂质大幅降低，减少了磁铁矿与硅铝杂质在高温下发生反应的机率，有利于提高铁精粉的 TFe 品位，同时有效降低了磁化焙烧的处理量。

(2) 强磁预选粗精矿配加 10wt%焦粉于 750℃下还原焙烧 45 min，赤铁矿几乎全部被还原成磁铁矿；焙烧温度超过 800℃时，磁铁矿会转化成镁铁矿、铁橄榄石和方铁矿，是导致磁选过程中铁损失的主要原因。

(3) 采用湿式强磁预选-磁化焙烧-磁选工艺，可得 TFe 品位 61.71%、回收率 68.66%的铁精粉；产率为 16.86%的弱磁选尾矿不含氰化物，为一般工业固体废物。

## 参考文献

- [1] 朱磊, 康广风, 李淑芬, 等. 氰化尾渣多元素资源化回收技术研究 [J]. 环境科技, 2010, 23(2): 5-8.  
Zhu L, Kang G F, Li S F, et al. Research on multi-element resources of utilizing cyaniding tailings [J]. Environmental Science and Technology, 2010, 23(2): 5-8.
- [2] 王志刚, 彭殿军. 氰化尾渣中金银回收技术进展 [J]. 有色冶金设计与研究, 2013, 34(5): 15-17.  
Wang Z G, Peng D J. Research development of gold and silver from cyanide tailings [J]. Nonferrous Metals Engineering and Research, 2013, 34(5): 15-17.
- [3] 罗良飞, 余永富, 陈雯, 等. 某含铁浸金渣闪速焙烧磁选试验研究 [J]. 矿冶工程, 2009, 29(3): 26-28.  
Luo L F, Yu Y F, Chen W, et al. Experimental study on beneficiation of an iron-bearing gold-leaching residue by flash-roasting and magnetic-separation [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2009, 29(3): 26-28.
- [4] 王君, 陈为亮, 焦志良, 等. 从氰化尾渣中回收金、银的研究进展 [J]. 矿产保护与利用, 2014, (4): 54-58.  
Wang J, Chen W L, Jiao Z L, et al. Research progress on recovering gold and silver from cyanide residues [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2014, (4): 54-58.
- [5] 边振忠, 傅平丰, 李振宇. 焙烧氰化尾渣中金、银和铁的回收利用研究进展 [J]. 贵金属, 2017, 38(3): 88-92.  
Bian Z Z, Fu P F, Li Z Y. Research progress of recycling gold, silver and iron from roasted cyanide tailings [J]. Precious Metals, 2017, 38(3): 88-92.
- [6] Zhang Y L, Li H M, Yu X J. Fe Extraction from high-silicon and aluminum cyanide tailings by pretreatment of water leaching before magnetic separation [J]. Trans. Nonferrous Met. Soc. China, 2013, 23(4): 1165-1173.
- [7] 尚德兴, 陈芳芳, 张亦飞, 等. 还原焙烧-磁选回收氰化尾渣中铁的试验研究 [J]. 矿冶工程, 2011, 31(5): 35-39.  
Shang D X, Chen F F, Zhang Y F, et al. Recovery of iron from gold-cyanide residue by reduction roasting and magnetic separation [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2011, 31(5): 35-39.
- [8] 谢建宏, 张崇辉, 李慧, 等. 某焙烧氰化尾渣综合利用试验研究 [J]. 金属矿山, 2011, (1): 150-153.  
Xie J H, Zhang C H, Li H, et al. Experimental researches on comprehensive utilization of roasting-cyanided tailing [J]. Metal Mine, 2011, (1): 150-153.
- [9] 王安理, 李建政. 黄金冶炼渣磁化焙烧选铁试验研究 [J]. 矿产保护与利用, 2014, (1): 49-53.  
Wang A L, Li J Z. Recovery of iron from gold smelting slag by magnetic roasting and separation [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2014, (1): 49-53.
- [10] 张亚莉, 于先进, 李小斌, 等. 氰化渣磁化焙烧过程中铁化合物反应行为的热力学分析 [J]. 中南大学学报(自然科学版), 2011, 42(12): 3623-3629.  
Zhang Y L, Yu X J, Li X B, et al. Thermodynamics analysis of ferric compound during roasting-preparing process of cyanide tailing [J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2011, 42(12): 3623-3629.
- [11] 胡宾生, 张景智. 铜陵硫酸渣磁化焙烧-磁选的试验研究 [J]. 矿冶工程, 1996, 16(3): 44-47.  
Hu B S, Zhang J Z. An Experimental study on magnetizing reduction-magnetic concentration of tongling burnt ore [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 1996, 16(3): 44-47.
- [12] 朱德庆, 赵强, 邱冠周, 等. 安徽褐铁矿的磁化焙烧-磁选工艺 [J]. 北京科技大学学报, 2010, 32(6): 713-718.  
Zhu D Q, Zhao Q, Qiu G Z, et al. Magnetizing roasting-magnetic separation of limonite ores from Anhui province in east China [J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2010, 32(6): 713-718.
- [13] 罗立群, 陈敏, 闫浩天, 等. 鲕状赤铁矿磁化焙烧-磁选过程研究 [J]. 过程工程学报, 2014, 14(4): 593-598.  
Luo L Q, Chen M, Yan H T, et al. Magnetic reduction roasting and magnetic separation of oolitic iron ore [J]. Chin. J. Process Eng., 2014, 14(4): 593-598.
- [14] 李解, 韩磊, 李保卫, 等. 微波场中生物炭还原褐铁矿反应动力学实验及模型计算 [J]. 过程工程学报, 2014, 14(6): 973-978.  
Li J, Han L, Li B W, et al. Kinetic experiment and modelling of reduction reaction of limonite with biochar in microwave field [J]. Chin. J. Process Eng., 2014, 14(6): 973-978.