

doi: 10.12068/j.issn.1005-3026.2018.02.012

白云鄂博尾矿一步法焙烧实验研究

郑强, 吴文远, 边雪
(东北大学 冶金学院, 辽宁 沈阳 110819)

摘 要: 采用差热分析(TG-DTA)和X射线衍射(XRD)方法研究了C-Ca(OH)₂-NaOH体系焙烧白云鄂博尾矿的过程,考察了焙烧温度、焙烧时间、煤用量、Ca(OH)₂用量及NaOH用量对尾矿中稀土矿分解和赤铁矿还原的影响.结果表明:在焙烧温度为650℃,焙烧时间为60 min,煤加入量为2%,Ca(OH)₂加入量为4%,NaOH加入量为2%的条件下,赤铁矿可以有效地还原为磁铁矿,还原磁化率为2.37;同时,稀土矿有效地分解成稀土氧化物,稀土浸出率达98.39%.

关 键 词: 白云鄂博尾矿;稀土矿;赤铁矿;分解;焙烧

中图分类号: TF 046.2 **文献标志码:** A **文章编号:** 1005-3026(2018)02-0205-06

Experimental Study on One-Step Roasting of Bayan Obo Tailings

ZHENG Qiang, WU Wen-yuan, BIAN Xue

(School of Metallurgy, Northeastern University, Shenyang 110819, China. Corresponding author: WU Wen-yuan, E-mail: wuwy_neu@163.com)

Abstract: The roasting process of Bayan Obo tailings in C-Ca(OH)₂-NaOH was investigated by means of thermogravimetric and differential thermal analysis (TG-DTA) and X-ray diffraction (XRD). The influences of the roasting temperature, roasting time, coal content, Ca(OH)₂ dosage and NaOH dosage were explored on the decomposition of rare earth minerals and the reduction of hematite. The results showed that the hematite was reduced to magnetite (magnetic susceptibility: 2.37) and the rare earth minerals were decomposed by forming rare earth oxides (the leaching ratio of REO: 98.39%) under the optimal conditions. The optimal conditions were as follows: the roasting temperature of 650℃, the roasting time of 60 min, the coal content of 2%, Ca(OH)₂ dosage of 4% and NaOH dosage of 2%.

Key words: Bayan Obo tailings; rare earth mineral; hematite; decomposition; roasting

白云鄂博矿是世界上罕见的铁、稀土、铌等大型多金属矿床,现已探明铁矿石资源储量为14.6亿吨,稀土(RE)资源储量1.35亿吨,同时还伴生有铌、钽、钍等稀有金属资源。“包钢”的选矿工艺是以选铁为主,回收稀土为辅,所以稀土大部分随选铁尾矿进入尾矿坝,稀土利用率仅为20%,尾矿中含有的大量有价元素未能有效回收,造成资源浪费和环境污染.为了有效利用尾矿,很多科研工作者对白云鄂博尾矿的综合利用进行了研究.在2000年之前,主要采用浮选^[1]、重选^[2]等物理选矿方法来回收尾矿中的铁和稀土,但是稀土的回收率偏低.后来,碳热还原法被用来焙烧处理尾

矿^[3-4],这种方法可以有效回收尾矿中的铁;但是还原焙烧过程中,尾矿中的稀土矿物会发生分解,特别是尾矿中的氟碳铈矿分解会释放含氟废气,造成环境污染.为了解决这一问题,提出了碳热氯化法^[5-7],通过添加固氟剂,避免了焙烧过程中含氟废气的排放;但是,这种方法对于设备要求较高,增加了生产成本,所以没有被推广.

近些年对钙化焙烧分解稀土矿的方法进行了深入研究^[8-11],稀土矿可以有效地分解,同时没有含氟废气的排放.结合钙化焙烧分解稀土矿和碳热还原赤铁矿的方法,本文提出了一步法焙烧白云鄂博尾矿.一步法焙烧就是尾矿中铁矿物的

收稿日期: 2016-08-19

基金项目: 国家重点基础研究计划项目(2012CBA01205);中央高校基本科研业务费专项资金资助项目(N150204019).

作者简介: 郑强(1989-),男,山西朔州人,东北大学博士研究生;吴文远(1951-),男,黑龙江哈尔滨人,东北大学教授,博士生导师.

还原和稀土矿物的分解在一步焙烧过程中实现. 尾矿中添加煤作为还原剂,将尾矿中的铁矿物还原为强磁性的磁铁矿,同时,加入 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 和 NaOH 分解稀土矿. 本文研究一步法焙烧各工艺参数对铁矿物还原和稀土矿分解的影响规律,为高效利用白云鄂博尾矿提供了新的工艺技术路线.

1 实验原料与方法

1.1 实验原料

实验原料取自“包钢”选矿厂,化学元素组成(质量分数,%)为:Ca 18.63, F 15.03, TFe 14.10, REO 9.45, Si 5.87, Ba 3.24, Mn 2.15, Mg 1.81, Al 1.75, S 1.70, P 1.46, Na 0.96, K 0.39, Ti 0.35. 尾矿的 XRD 分析见图 1,结合化学元素分析可知,尾矿中主要矿物有稀土矿物、铁矿物及萤石,铁元素主要以赤铁矿形式存在,稀土矿物为独居石和氟碳铈矿. 由图 2 可知,尾矿中 85% 的颗粒粒度小于 $74\text{ }\mu\text{m}$. 实验选用煤作还原剂,其中固定碳质量分数为 85.10%,挥发分占 14.42%,灰分占 0.48%, $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 和 NaOH 均为分析纯.

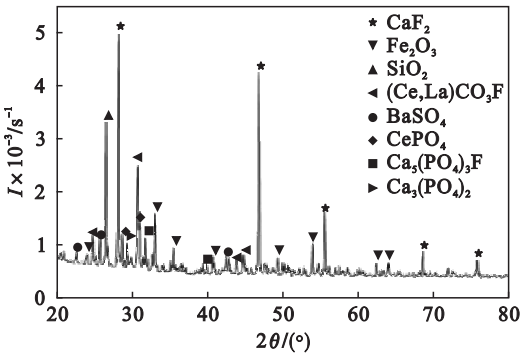


图 1 尾矿 XRD 图
Fig. 1 XRD pattern of tailings

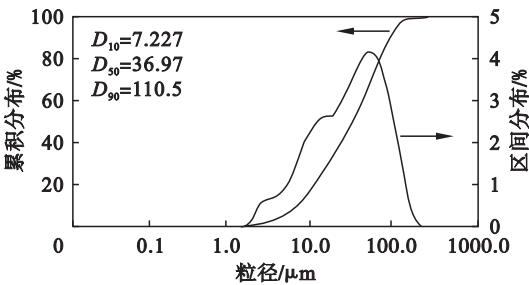


图 2 尾矿粒度分布图
Fig. 2 Particle size distribution of tailings

1.2 实验过程

将尾矿与煤、 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 和 NaOH 按照一定比例混合均匀后放入石墨坩埚,加盖. 待马弗炉温度升到焙烧温度时,将装有试样(200 g)的坩埚放入

马弗炉焙烧,达到反应时间后,取出冷却. 实验的评价指标为稀土矿的分解率和赤铁矿的还原磁化率. 稀土矿的分解率无法直接表征,所以本实验采用稀土浸出率表征稀土矿分解效果. 浸出率测定实验是在室温下进行,所用盐酸浓度为 1.5 mol/L ,液固比 15:1,搅拌速度 300 r/min ,搅拌时间 60 min. 由于检测手段的限制,化学滴定法只能测定矿样中全铁离子和亚铁离子的含量,且亚铁离子含量以 FeO 的形式测出,故定义还原磁化率^[8]来评价赤铁矿的还原效果:

$$\text{还原磁化率} = \frac{\text{矿样中全铁含量}}{\text{矿样中亚铁含量}} = \frac{w_{\text{TFe}}}{w_{\text{FeO}}}.$$

当赤铁矿(Fe_2O_3)完全转化为磁铁矿(Fe_3O_4)时,还原磁化率为 2.33,即理想磁化率;当还原磁化率 > 2.33 时,即赤铁矿没有完全被还原;当还原磁化率 < 2.33 时,赤铁矿发生过还原,即生成磁铁矿被还原为 FeO .

2 结果与讨论

2.1 尾矿焙烧过程的研究

采用 TG-DTA 方法研究了 $\text{C}-\text{Ca}(\text{OH})_2-\text{NaOH}$ 体系下焙烧白云鄂博尾矿所发生的反应. 将尾矿、煤、 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 和 NaOH 按质量比 100:5:4:2 混合均匀,用于 TG-DTA 实验,测试结果如图 3 所示. 从图 3 可以看出,在 $25\sim 120\text{ }^\circ\text{C}$, $400\sim 480\text{ }^\circ\text{C}$, $480\sim 550\text{ }^\circ\text{C}$ 和 $650\sim 750\text{ }^\circ\text{C}$ 四个温度区间有明显的吸热峰. 在 $25\sim 120\text{ }^\circ\text{C}$ 温度区间,由于原料中含有水分,加热到此温度区间时水分蒸发,吸收热量同时伴有失重. 在 $400\sim 480\text{ }^\circ\text{C}$, $480\sim 550\text{ }^\circ\text{C}$ 和 $650\sim 750\text{ }^\circ\text{C}$ 三个温度区间有明显的失重现象,说明此温度区间内体系发生化学反应. 为了探明焙烧过程所发生的反应,分别对尾矿以及不同温度下 $\text{C}-\text{Ca}(\text{OH})_2-\text{NaOH}$ 焙烧尾矿的产物进行 XRD 分析,如图 4 所示.

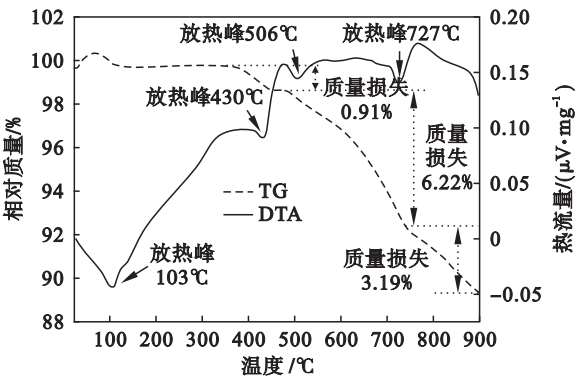


图 3 尾矿 TG-DTA 曲线
Fig. 3 TG/DTA analysis of tailings

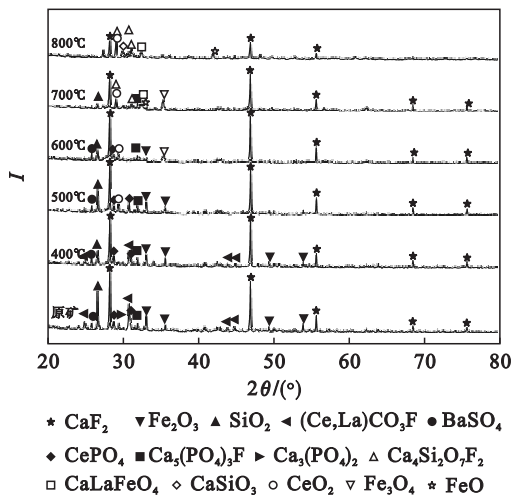
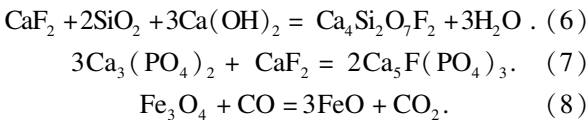
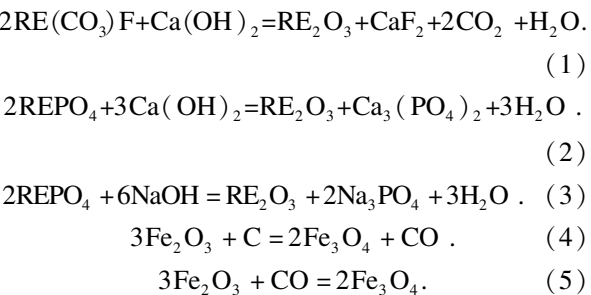


图 4 不同温度焙烧尾矿的 XRD 图
Fig. 4 XRD patterns of the samples at different roasting temperatures

对比 400 ℃ 和 500 ℃ 焙烧产物的 XRD 图, 可以发现, 在 500 ℃ 焙烧产物中, 氟碳铈矿 ((Ce, La) CO₃F) 衍射峰消失, 出现了稀土氧化物 (REO) 衍射峰, 同时 CaF₂ 衍射峰强度增加, 故可以推测此温度区间发生的反应主要是氟碳铈矿的分解, 如反应 (1) 所示. 在 600 ℃ 焙烧后, 独居石 (CePO₄) 和赤铁矿 (Fe₂O₃) 衍射峰强度降低, 出现 Fe₃O₄, 说明此温度区间发生了独居石的分解和赤铁矿的还原, 但反应不完全, 如反应 (2) ~ (5) 所示. 当焙烧温度升高到 700 ℃ 时, 此时独居石和赤铁矿的衍射峰完全消失, 说明此时独居石完全分解, 赤铁矿完全被还原. 同时可以发现, CaF₂ 衍射峰强度明显降低, 同时出现了 Ca₄Si₂O₇F₂, CaLaFeO₄ 和 FeO 相, 说明在 700 ℃ 焙烧时, 存在 CaF₂ 与 SiO₂ 的反应, 以及 Fe₃O₄ 部分被还原为 FeO 的反应. 同时可能存在 FeO, REO 和 CaO 反应生成 CaLaFeO₄ 的反应. 当焙烧温度为 800 ℃ 时, Fe₃O₄ 完全被还原为 FeO; CaO, CaF₂ 和 SiO₂ 继续反应生成更多的渣相 (Ca₄Si₂O₇F₂, CaSiO₃). 实验目的是为了使尾矿中的稀土矿分解, 同时赤铁矿还原为磁铁矿, 应该避免出现 FeO 和铁橄榄石, 因此实验的焙烧温度应低于 700 ℃.



2.2 尾矿焙烧工艺条件的优化

2.2.1 焙烧温度的影响

为了研究温度对于尾矿的焙烧效果, 选择 500, 550, 600, 650 和 700 ℃ 进行实验. 将尾矿、煤、Ca(OH)₂ 和 NaOH 按质量比 100:3:4:3 均匀混合, 在预先设定的温度下焙烧 80 min. 测定焙烧矿的稀土浸出率和赤铁矿的还原磁化率, 结果如图 5 所示. 当焙烧温度为 500 ℃ 时, 浸出率为 69.15%, 磁化率为 8.53. 随着温度的升高, 浸出率逐渐增大, 磁化率逐渐降低. 当焙烧温度为 650 ℃ 时, 浸出率为 91.54%, 磁化率为 2.14. 继续提高温度到 700 ℃, 浸出率增加到 91.68%, 而磁化率降到 1.55. 焙烧温度从 650 ℃ 升高到 700 ℃, 浸出率仅增加 0.14%, 但磁化率降低到 1.55 (低于理想值 2.33), 此时发生过还原反应, 与上述 TG-DTA 和 XRD 分析结果一致. 综合考虑稀土的浸出和赤铁矿的还原磁化, 选择 650 ℃ 为实验焙烧温度.

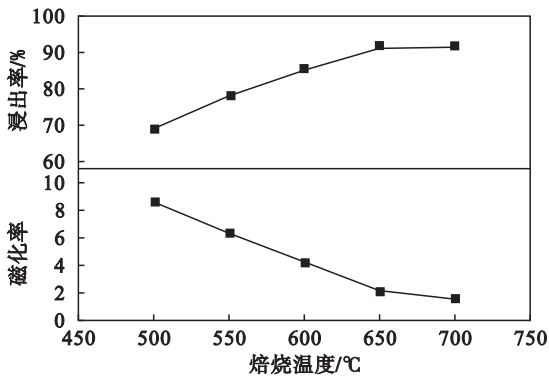


图 5 焙烧温度对稀土矿分解和赤铁矿还原的影响
Fig. 5 Effect of roasting temperature on decomposition of rare earth minerals and reduction of hematite

2.2.2 焙烧时间的影响

将尾矿、煤、Ca(OH)₂ 和 NaOH 按质量比 100:3:4:3 均匀混合, 在 650 ℃ 条件下分别焙烧不同时间, 测定稀土浸出率和赤铁矿还原磁化率, 结果如图 6 所示. 随着焙烧时间的增加, 浸出率增加, 同时, 磁化率减小. 当焙烧时间为 60 min 时, 浸出率达到 90.55%, 磁化率为 2.14 (接近理想值 2.33); 继续增加焙烧时间, 磁化率降到 1.99, 而浸出率没有明显增加. 这是因为在焙烧时间为 60 min 时, 稀土矿已经完全分解, 继续增加焙烧时间对于稀土浸出没有明显影响. 而过长的焙烧时间使得生成的 Fe₃O₄ 继续被还原为 FeO, 所以选

择焙烧时间 60 min.

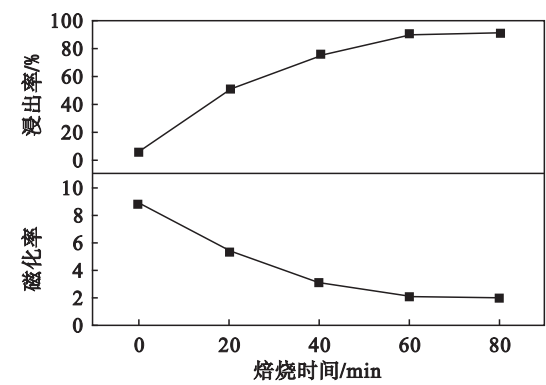


图 6 焙烧时间对稀土矿分解和赤铁矿还原的影响
Fig. 6 Effect of roasting time on decomposition of rare earth minerals and reduction of hematite

2. 2. 3 煤加入量的影响

尾矿中加入质量分数为 4% 的 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 和 3% 的 NaOH , 改变煤加入量(质量分数: 1%, 2%, 3% 和 4%), 在 650 ℃ 下焙烧 60 min, 测定稀土浸出率和赤铁矿还原磁化率, 结果如图 7 所示. 煤的加入量从 1% 增加到 4%, 浸出率没有明显变化, 而磁化率从 3.15 降低到 1.89, 这表明在焙烧过程中, 煤是作为还原剂与赤铁矿反应, 对于稀土矿的分解没有影响. 当煤加入量为 2% 时, 磁化率为 2.39, 接近理想值. 继续增加煤量, 磁化率降低到 2.05 (煤加入量 3%) 和 1.89 (煤加入量 4%), 这是由于 Fe_3O_4 被还原为 FeO . 因此实验选择煤加入量为 2%.

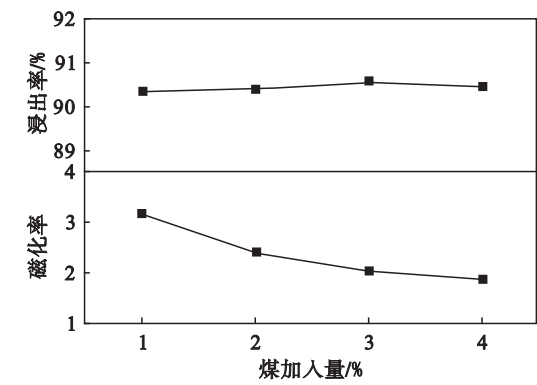


图 7 煤的用量对稀土矿分解和赤铁矿还原的影响
Fig. 7 Effect of coal dosage on decomposition of rare earth minerals and reduction of hematite

2. 2. 4 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 加入量的影响

尾矿中加入煤 2%, NaOH 3%, 改变 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 的加入量, 在 650 ℃ 下焙烧 60 min, 实验结果如图 8 所示. 可以发现, 随着 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 量的增加, 赤铁矿还原磁化率基本没有明显改变, 说明 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 对于赤铁矿的还原没有影响. 当

$\text{Ca}(\text{OH})_2$ 加入量从 0 增加到 4%, 稀土浸出率从 78.30% 增加到 90.14%; 继续增加 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 量, 浸出率没有明显增大. 这是由于焙烧过程中, $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 的作用是与稀土矿发生反应生成易溶于酸的 REO, 当 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 量不足时, 随着 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 的加入, 稀土矿分解增加; 当稀土矿完全分解后, 继续增加 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 用量对于稀土的分解没有作用. 所以, 选择 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 加入量为 4%.

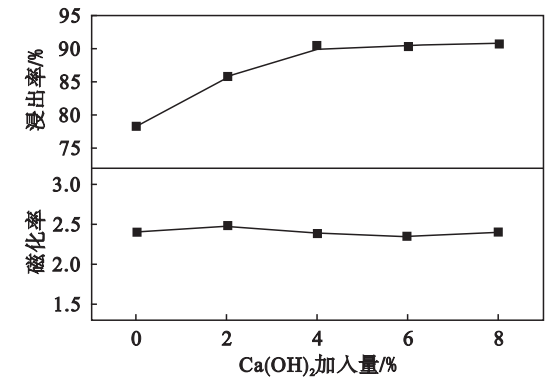


图 8 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 的用量对稀土矿分解和赤铁矿还原的影响
Fig. 8 Effect of $\text{Ca}(\text{OH})_2$ dosage on decomposition of rare earth minerals and reduction of hematite

2. 2. 5 NaOH 加入量的影响

在确定的条件下(焙烧温度 650 ℃; 焙烧时间 60 min; $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 加入量 4%; 煤加入量 2%), 改变 NaOH 的加入量进行实验, 结果如图 9 所示.

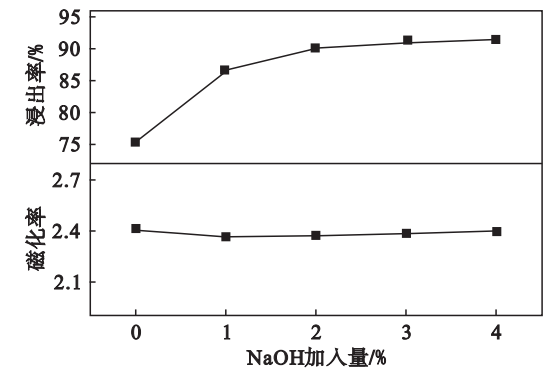


图 9 NaOH 的用量对稀土矿分解和赤铁矿还原的影响
Fig. 9 Effect of NaOH dosage on decomposition of rare earth minerals and reduction of hematite

随着 NaOH 的加入, 赤铁还原磁化率基本没有变化, 而稀土浸出率在逐渐增加, 说明 NaOH 的加入对于赤铁矿的还原没有影响, 但可以促进稀土矿的分解, 这是由于虽然 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 可以分解稀土矿, 但是由于反应发生在固固相之间, 反应物之间传质受到限制, 导致独居石分解不完全. 加入低熔点的 NaOH , 目的是提供液相, 促进固相反应物间传质, 同时 NaOH 也可以参与稀土矿的分解反应. NaOH 的加入量从 0 增加到 2%, 浸出率从 75.45% 增加到 90.14%; 继续增加 NaOH 量,

浸出率增加不明显. 同时过多 NaOH 的加入, 导致焙烧矿结块现象严重(图 10), 所以选择 NaOH 加入量为 2% .

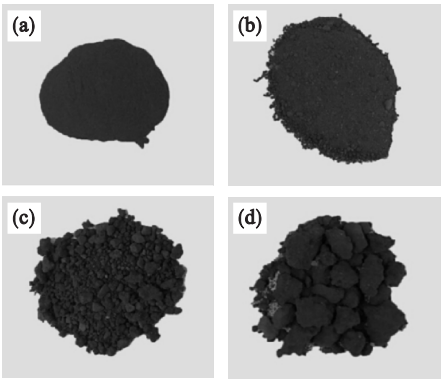


图 10 尾矿添加不同量的 NaOH 焙烧后的图片
Fig. 10 Images of roasted tailings with the addition of different dosage of NaOH
(a)—0; (b)—2% ; (c)—3% ; (d)—4% .

2. 3 优化焙烧条件的综合分析

通过对尾矿焙烧过程及工艺的研究, 得出尾矿一步法焙烧的优化工艺条件为: 焙烧温度 650 ℃, 焙烧时间 60 min, 煤、Ca(OH)₂ 和 NaOH 的加入量(质量分数)分别为 2% , 4% 和 2% . 尾矿中赤铁矿可以有效地还原为磁铁矿(还原磁化率为 2. 37), 将焙烧矿用盐酸浸出(盐酸浓度 2 mol/L, 液固比 10: 1, 搅拌速度 300 r/min, 搅拌时间 90 min, 水浴温度 40 ℃), 稀土的浸出率达 98. 39% , 说明稀土矿有效地分解为稀土氧化物. 尾矿和优化条件下的焙烧矿的 SEM 见图 11.

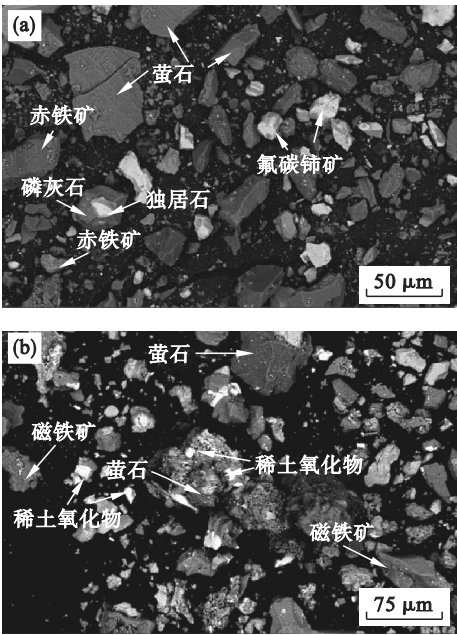


图 11 尾矿和焙烧矿的 SEM 图
Fig. 11 SEM images of tailings and roasted samples
(a)—尾矿 ; (b)—焙烧矿.

经过一步法优化工艺条件下的焙烧, 焙烧矿呈疏松多孔状结构, 稀土矿物分解为细粒的稀土氧化物, 赤铁矿还原为磁铁矿. 磁铁矿可以通过后续弱磁选分离回收, 细粒的稀土氧化物更易于湿法回收. 图 12 为优化工艺条件下的焙烧矿经过盐酸浸出后的浸出渣 SEM 图, 焙烧产物经过盐酸浸出, 亮白色的稀土氧化物相消失, 即稀土氧化物可以有效地被盐酸浸出.

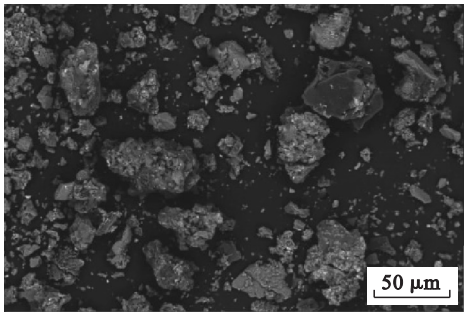


图 12 浸出渣的 SEM 图
Fig. 12 SEM images of acid leach residue

3 结 论

- 1) 焙烧过程主要分为三个阶段: 第一阶段为 400 ~ 500 ℃, 主要是氟碳铈矿的分解; 第二阶段为 500 ~ 700 ℃, 主要是独居石的分解和赤铁矿的还原; 第三阶段高于 700 ℃, 发生磁铁矿的还原, 以及萤石、石英、氧化铁的造渣反应.
- 2) 一步法焙烧优化工艺条件: 焙烧温度 650 ℃, 煤、Ca(OH)₂ 和 NaOH 的加入量(质量分数)分别为 2% , 4% 和 2% , 焙烧时间 60 min. 经过焙烧, 赤铁矿还原为磁铁矿, 赤铁矿还原磁化率为 2. 37; 稀土矿可以完全分解为稀土氧化物, 稀土浸出率高达 98. 39% .

参考文献:

[1] 陈泉源. 包钢选矿厂稀土浮选尾矿选矿综合回收铁的研究 [J]. 矿产保护与利用, 1997 (1) : 49 - 52.
(Chen Quan-yuan. Comprehensive recovery of iron from Baosteel rare earth flotation tailings [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 1997 (1) : 49 - 52.)
[2] 吕宪俊, 陈丙辰. 某尾矿中稀土的赋存状态及其综合回收研究 [J]. 矿产保护与利用, 1998 (4) : 22 - 24.
(Lyu Xian-jun, Chen Bing-chen. Study on existing state and comprehensive recovery of rare earth element in a certain tailings [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 1998 (4) : 22 - 24.)
[3] Yang H, Rong Y, Tang R, et al. Recovery of iron from Baotou rare earth tailings by magnetizing roast [J]. Rare Metals, 2013, 32 (6) : 616 - 621.

[4] 林海,许晓芳,董颖博,等. 深度还原 - 弱磁选回收稀土尾矿中铁的实验研究[J]. 东北大学学报(自然科学版), 2013,34(7):1039 - 1044.
(Lin Hai, Xu Xiao-fang, Dong Ying-bo, et al. Test research on recovery of iron from rare earth tailings by depth reduction roasting - low intensity magnetic separation [J]. *Journal of Northeastern University (Natural Science)*, 2013, 34 (7): 1039 - 1044.)

[5] 于秀兰,郎晓川,王之昌. MgO 焙烧碳热氯化法提取包钢选矿厂尾矿中的稀土[J]. 中国稀土学报,2009, 27(2): 309 - 312.
(Yu Xiu-lan, Lang Xiao-chuan, Wang Zhi-chang. Extraction of rare earths from Baotou concentrating mill ' s tailing by MgO roasting and carbochlorination reaction [J]. *Journal of The Chinese Rare Earth Society*,2009,27(2):309 - 312.)

[6] 于秀兰,郎晓川,王之昌. 从包钢选矿厂尾矿中回收稀土的工艺研究[J]. 矿产综合利用,2009(4):38 - 40.
(Yu Xiu-lan, Lang Xiao-chuan, Wang Zhi-chang. Technological research on recovery of rare-earths from concentrator ' s tailings of Baotou Iron and Steel Company [J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2009 (4):38 - 40.)

[7] 于秀兰,王之昌,韩跃新,等. 碳热氯化法分解包钢选矿厂尾矿工艺的研究[J]. 金属矿山,2007(9):113 - 115.
(Yu Xiu-lan, Wang Zhi-chang, Han Yue-xin, et al. Study on process of decomposition of Baosteel concentrator tailing by carbothermic chlorination [J]. *Metal Mine*, 2007 (9): 113 - 115.)

[8] Gao P, Li Z H, Han Y X. Reaction behavior of associated rare earth minerals during coal-based reduction [J]. *Rare Metals*,2014,33(5):628 - 632.

[9] Yuan S, Yang H, Xue X X, et al. Roasting decomposition of mixed rare earth tailings by CaO in reducing atmosphere [J]. *Rare Metals*,2017,36(9):764 - 768.

[10] Sun S C, Wu Z Y, Bian X, et al. Influence of NaCl-CaCl₂ on decomposing REPO₄ with CaO [J]. *Journal of Rare Earths*, 2007,25(6):779 - 782.

[11] Wu W Y, Bian X, Wu Z Y, et al. Reaction process of monazite and bastnaesite mixed rare earth minerals calcined by CaO-NaCl-CaCl₂ [J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*,2007,17(4):864 - 868.

(上接第 189 页)

[5] Meegama R G N. Fully automated peeling technique for T1-weighted, high-quality MR head scans [J]. *International Journal of Image and Graphics*,2004,4(2):141 - 156.

[6] Saikumar T, Shashidhar B, Harshavardhan V, et al. MRI brain image segmentation algorithm using watershed transform and kernel fuzzy c-means clustering on level set method [J]. *International Journal on Computer Science and Engineering*, 2011,3(4):1591 - 1598.

[7] Hahn H K, Peitgen H O. The skull stripping problem in MRI solved by a single 3D watershed transform[C]//International Conference on Medical Image Computing and Computer-Assisted Intervention. Pittsburgh,2000:134 - 143.

[8] 贾迪,杨金柱,张一飞,等. 序列磁共振颅脑影像的脑组织自动提取方法[J]. 仪器仪表学报, 2011, 32 (8): 1781 - 1787.
(Jia Di, Yang Jin-zhu, Zhang Yi-fei, et al. Automatic brain tissue extraction approach of serial magnetic resonance head images[J]. *Chinese Journal of Scientific Instrument*,2011,32 (8):1781 - 1787.)

[9] Atkins M S, Mackiewicz B T. Fully automatic segmentation of the brain in MRI [J]. *IEEE Transactions on Medical Imaging*,1998,17(1):98 - 107.

[10] 贾迪,杨金柱,张一飞,等. 自适应脑组织影像分割[J]. 吉林大学学报(工学版),2012,42(1):161 - 163.
(Jia Di, Yang Jin-zhu, Zhang Yi-fei, et al. Self-adapting segmentation for brain tissue[J]. *Journal of Jilin University (Engineering and Technology Edition)*, 2012, 42 (1): 161 - 165.)

[11] Dale A M, Fischl B, Sereno M I. Cortical surface-based analysis I: segmentation and surface reconstruction [J]. *Neuroimage*,1999,9(2):179 - 194.

[12] Smith S M. Fast robust automated brain extraction [J]. *Human Brain Mapping*,2002,17(3):143 - 155.

[13] Yang J, Tan W, Ma S, et al. Automatic MRI brain tissue extraction algorithm based on three-dimensional gray-scale transformation model [J]. *Journal of Medical Imaging & Health Informatics*,2014,4(6):907 - 911.