



粉煤灰中铝硅高效分离的动态扩大试验

黄庆平, 周秋生, 李小斌, 齐天贵, 彭志宏, 刘桂华

(中南大学 冶金与环境学院, 长沙 410083)

摘 要: 为缓解我国氧化铝工业存在的铝土矿需求量大与国内铝土矿供应严重不足间的矛盾和粉煤灰大量堆积造成的环境问题, 基于粉煤灰还原-氧化焙烧-碱浸实现铝硅分离的全新工艺路线, 在已有静态小实验基础上, 开展了实验室回转窑动态扩大试验研究。结果表明: 在 1100 °C、配料比 $n(\text{Fe}):n(\text{Al}):n(\text{C})=1.2:2:1.2$ 、进料量 75 g、还原焙烧 1 h 条件下得到的焙烧熟料, 在 Na_2O 浓度为 77.5 g/L 的 NaOH 溶液中、液固比为 20 mL/g 时在 130 °C 下溶出 60 min, 熟料中硅溶出率达 92%; 在 Na_2O 浓度 100 g/L、模数为 1.0 的硅酸钠溶液中 130 °C 溶出 2 h, 硅溶出率达 60% 以上, 获得模数为 2.4 的硅酸钠溶液。对比分析物料焙烧过程和熟料溶出前后的形貌、粒度变化情况表明, 物料粒度较大和溶液结构变化将导致硅溶出率下降。

关键词: 粉煤灰; 方石英; 铝酸亚铁; 还原焙烧; 铝硅分离

文章编号: 1004-0609(2022)-01-0173-10

中图分类号: TF821

文献标志码: A

引文格式: 黄庆平, 周秋生, 李小斌, 等. 粉煤灰中铝硅高效分离的动态扩大试验[J]. 中国有色金属学报, 2022, 32(1): 173–182. DOI: 10.11817/j.ysxb.1004.0609.2021-36669

HUANG Qing-ping, ZHOU Qiu-sheng, LI Xiao-bin, et al. Dynamic expansion experiment of efficient separation of aluminum and silicon from coal fly ash[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2022, 32(1): 173–182. DOI: 10.11817/j.ysxb.1004.0609.2021-36669

粉煤灰为火力发电产生的主要副产物, 迄今这种含铝、含硅物料尚无合适的处理方法, 大量堆存^[1]。这不仅浪费资源, 而且污染环境^[2]。开发高铝粉煤灰高效回收利用技术, 不仅能缓解我国氧化铝工业原料对外依存度高的压力, 还能解决粉煤灰堆积产生的环境问题。现今处理高铝粉煤灰回收铝的工艺主要分为烧结法, 酸法和预脱硅处理法。烧结法^[3]一般分为石灰烧结法和碱石灰烧结法, 该法流程复杂, 渣量大, 难以满足固废减量化要求^[4–5]; 酸法一般包含酸浸、除杂、蒸发等过程^[6–7], 对设备要求高, 除杂困难^[8–10]; 预脱硅法需加入氧化钙, 硅以水合硅酸钙的形式除去, 仍然存在固废问题^[11–12]。

近年来, 中南大学碱法冶金研究所提出了基于铝酸亚铁形成和转化的高铝粉煤灰高效铝硅分离新技术^[13–14], 即高铝粉煤灰混合氧化铁后在高温还

原条件下生成铝酸亚铁, 实现铝、硅的化学分离^[15], 主要以方石英或者固溶体的形式存在的游离硅溶于氢氧化钠或硅酸钠溶液中, 从而实现铝、硅的物理分离。粉煤灰在该工艺中硅的脱除率达 95%, 但已有实验存在实验样品量小(约为 5 g)、实验装置复杂、且焙烧方式为静态等问题。考虑到工艺的工业化要求, 需改进实验方案, 将复杂装置简易化的同时扩大实验规模, 但该过程可能存在还原气氛稳定控制难、温度不均匀、原料离析等问题。针对这些问题模拟回转窑的工业生产改进实验过程, 静态马弗炉焙烧设备改为回转式管式炉、次均进料量约 75 g, 解决了实验样品量小、装置复杂和静态焙烧的问题; 实验生料以造粒方式进料解决了原料离析、温度不均匀和气氛不易控制的问题; 采用程序升温的温度制度模拟工业生产回转窑进料过程为

收稿日期: 2020-10-25; 修订日期: 2021-05-19

通信作者: 周秋生, 教授, 博士; 电话: 0731-88830453; E-mail: qszhou@csu.edu.cn

工业生产提供理论指导。

1 实验

1.1 实验原料和设备

1.1.1 实验原料

粉煤灰是煤矸石经 900 °C 焙烧所得, 其化学成分含量和 XRD 谱分别如表 1 和图 1 所示。氢氧化钠、氧化铁和碳均是分析纯。

表 1 粉煤灰成分含量

Table 1 Chemical compositions of coal fly ash (mass fraction, %)

Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	C
45.71	47.1	0.9	0.07

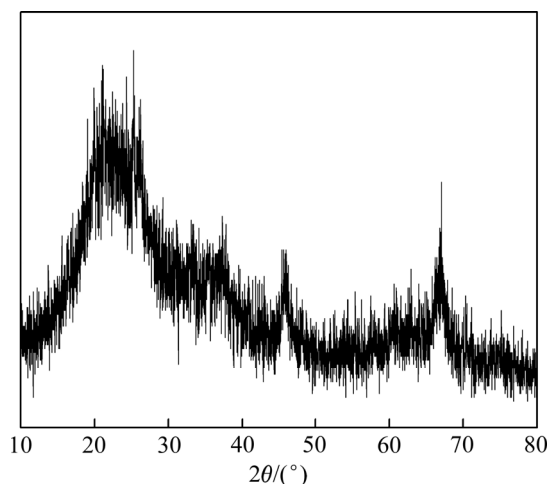


图 1 粉煤灰 XRD 谱

Fig. 1 XRD pattern of coal fly ash

1.1.2 实验设备

开启式真空/气氛多工位回转管式电炉 (SK-G06123K-R); 低压反应群釜 (DY-8); X 射线衍射仪 (D8-Advance); 激光粒度分析仪 (Mastersizer 2000); 背散射扫描电镜 (JSM-6360LV)。

1.2 试验方法

生料制备: 取一定量的粉煤灰、分析纯氧化铁、活性炭按照 $n(\text{Fe}):n(\text{Al}):n(\text{C})=1.2:2:1.2$ 的混匀, 然后置于振动磨中, 加水湿磨 3 min (液固比 0.4), 取出浆料平铺于纸上切块至粒径约为 4 mm, 烘干作为

生料。

生料还原焙烧: 管式炉温度制度: 25~800 °C (120 min), 800~1000 °C (40 min), 1000~1100 (30 min), 1100~1100 (60 min), 随炉温冷却。当管式炉升温至 800 °C 时进生料, 关闭炉口保持炉内气压为一个大气压。

还原熟料氧化: 还原熟料降至室温后置于振动磨中细磨 2 min ($d=17.097 \mu\text{m}$)。管式炉温度制度: 25~800 °C (120 min)、800~1000 °C (40 min)、100~1000 (30 min), 随炉冷却。当管式炉升温至 800 °C 时, 放入还原熟料, 不关闭炉口。

氧化熟料溶出: 还原熟料经氧化所得氧化熟料置于振动磨中细磨 2 min ($d=11.257 \mu\text{m}$), 所得熟料与 100 g/L NaOH 溶液按液固比 20 mL/g 置于低压钢弹中, 130 °C 溶出后过滤洗涤, 滤液采用滴定方法 (工业硅酸钠 GB 4209—2008) 得到溶液中硅的浓度 ρ , 然后根据 $\eta = \frac{\rho V}{\mu m}$ (η 为硅溶出率, %; ρ 为硅的浓度, g/L; V 为溶液体积, L; μ 为熟料中硅含量, %; m 为熟料质量, g) 计算氧化熟料中硅的溶出率。

2 结果与分析

2.1 粉煤灰动态焙烧及焙烧后熟料中硅的溶出性能

粉煤灰依次经还原和氧化后所得还原熟料和氧化熟料的 XRD 谱如图 2 所示 (还原条件: 60 min、1100 °C; 氧化条件: 30 min、1000 °C), 粉煤灰的 XRD 谱为 15°~30° 的馒头峰, 表明其为无定形相。还原熟料主要成分为铝酸亚铁、硅酸亚铁和方石英, 主峰的强度表明铝酸亚铁含量远大于硅酸亚铁, 这与王洪阳等^[13]在同样温度、配料比 $n(\text{Fe}):n(\text{Al}):n(\text{C})=1.2:2:1.2$ 条件下焙烧所得结果一致。

氧化熟料的 XRD 谱中铝酸亚铁和硅酸亚铁的衍射峰已经完全消失, 主要成分为方石英和氧化铁, 说明在氧化过程中, 铝酸亚铁和硅酸亚铁均发生氧化分解生成氧化铝、氧化铁和方石英。其中没有氧化铝的衍射峰, 说明铝酸亚铁在 1000 °C 下氧化得到的氧化铝为无定形物相。其中据 MORSE 等^[16]的研究可知, 在该温度下 SiO₂ 的稳定态应为 β 石英, 但由于氧化铁和氧化铝等金属氧化物的存

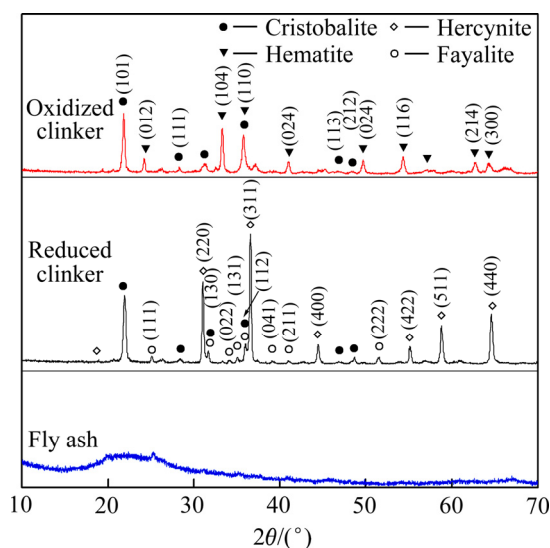


图 2 还原熟料和氧化熟料的 XRD 谱

Fig. 2 XRD patterns of reduced clinker and oxidized clinker

在, 导致无定型 SiO_2 向 β 石英转化过程中优先转化为亚稳态方石英, 再由亚稳态方石英向 β 石英转化。因前者的转化速度远大于后者, 导致熟料中 SiO_2 主要以方石英形式存在。

动态焙烧实验所得熟料需满足工艺除硅要求, 因此还需对熟料中硅的溶出性能进行探究。图 3 中随着溶出时间的延长, 溶出渣中方石英固溶体的特征衍射峰逐渐降低。当时间为 60 min 时, 该峰已完全消失。说明溶出时间为 60 min 时方石英固溶体在该温度和碱浓度下可完全溶解, 但其中石英的衍射峰基本无变化, 说明该条件下石英不发生溶解。PAGLIARI 等^[17]认为稳定态方石英在碱溶液中较石英稳定, 但亚稳态方石英在碱溶液中具有较大活性, 易溶于强碱溶液。当时间达到 90 min 时, 溶出渣中出现了微弱的钠硅渣的衍射峰, 表明溶出时间过长, 熟料中铝也能进入溶液与溶液中的硅生成钠硅渣。由图 4 可知, 氧化熟料中硅的溶出率随着溶出时间的延长先升后降, 在 60 min 左右达到最大值 92%, 降低的原因是溶液中的硅以钠硅渣的形式又返回渣中。

综上所述可知, 依次经还原和氧化后所得熟料中, 硅以方石英或者石英的形式存在, 方石英易溶于碱溶液而石英难溶。在 NaOH 溶液中 130°C 下熟料中方石英能完全溶出, 氧化熟料中硅溶出率达 92%。

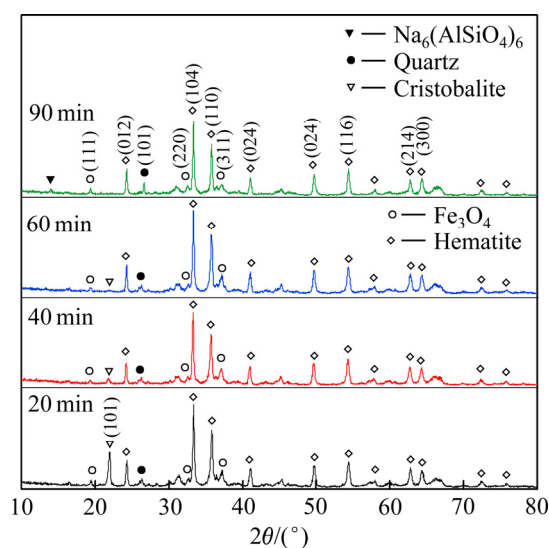


图 3 不同溶出时间下氧化熟料溶出渣的 XRD 谱

Fig. 3 XRD patterns of oxidized clinker residues for different leaching time (Alkali concentration: 100 g/L (NaOH), liquid-solid ratio: 20 mL/g, stirring: two large ($d=10$ mm) steel balls and four small ($d=5$ mm) steel balls; leaching temperature: 130°C)

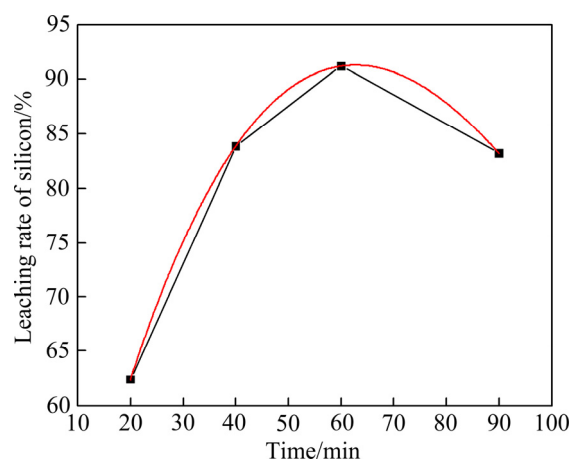


图 4 溶出时间对氧化熟料中硅溶出率的影响

Fig. 4 Relationship between leaching ratio of silicon and leaching time (Experimental conditions are same as Fig. 3)

2.2 焙烧及溶出过程中物料形貌和粒度的变化

对还原熟料、氧化熟料以及 60 min 溶出渣进行粒度、形貌和能谱分析, 由图 5 可知, 还原熟料颗粒较大, 表面相对平整, 只有少量分散的细颗粒。能谱上 1 点和 2 点的主要元素都是铝、硅和铁, 说明铝酸亚铁和方石英互相镶嵌。经过氧化后(见图 6), 氧化熟料颗粒变小, 表面出现不平整的凹凸状, 类似风化的效果, 分散的细颗粒增多, 说明氧化是一个颗粒细化的过程。能谱上点 1 是较为平整的地

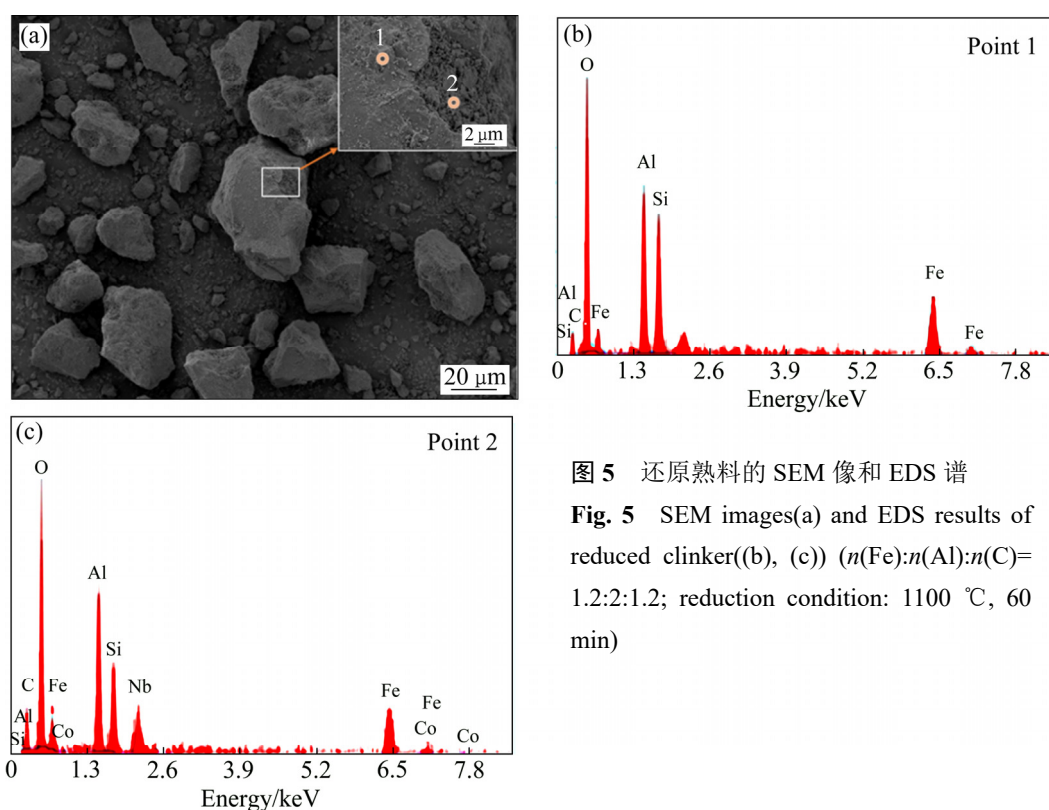


图 5 还原熟料的 SEM 像和 EDS 谱

Fig. 5 SEM images(a) and EDS results of reduced clinker((b), (c)) ($n(\text{Fe}):n(\text{Al}):n(\text{C})=1.2:2:1.2$; reduction condition: 1100 °C, 60 min)

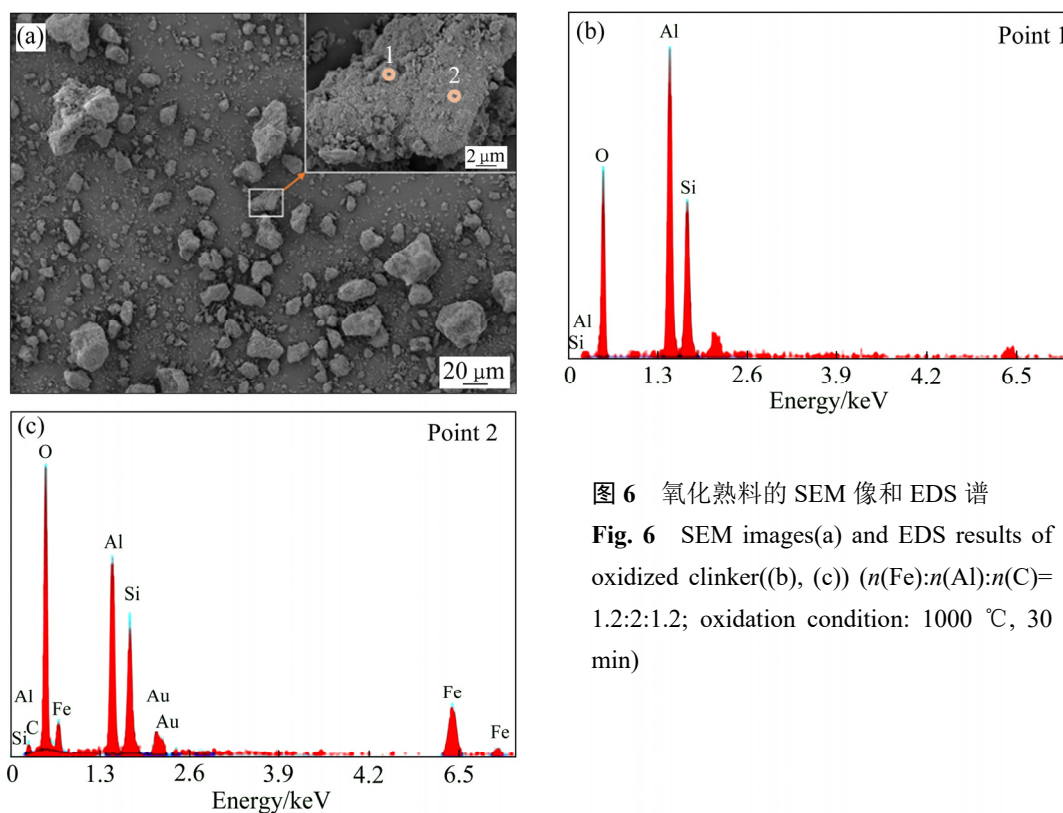


图 6 氧化熟料的 SEM 像和 EDS 谱

Fig. 6 SEM images(a) and EDS results of oxidized clinker((b), (c)) ($n(\text{Fe}):n(\text{Al}):n(\text{C})=1.2:2:1.2$; oxidation condition: 1000 °C, 30 min)

方铁含量较少, 而点 2 为表面细化后出现的细小突起, 铁含量相对较高。说明在氧化过程中, 铝酸亚铁转成氧化铁和氧化铝, 其中氧化铁结构较为疏

松, 易脱落成细小颗粒。

经溶出后的熟料如图 7 所示, 颗粒表面呈蜂窝状, 溶蚀现象明显, 微小颗粒增多, 其部分由大颗

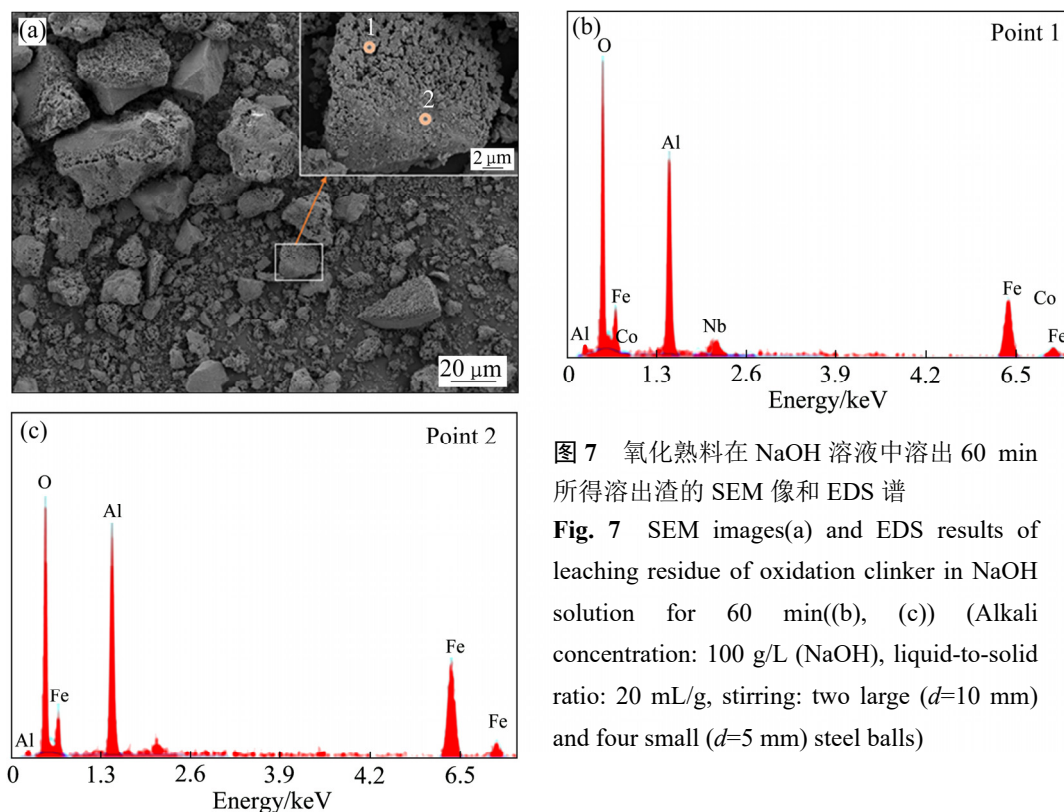


图 7 氧化熟料在 NaOH 溶液中溶出 60 min 所得溶出渣的 SEM 像和 EDS 谱

Fig. 7 SEM images(a) and EDS results of leaching residue of oxidation clinker in NaOH solution for 60 min((b), (c)) (Alkali concentration: 100 g/L (NaOH), liquid-to-solid ratio: 20 mL/g, stirring: two large ($d=10$ mm) and four small ($d=5$ mm) steel balls)

粒表面脱落而成, 使大颗粒细化。能谱上点 1 和点 2 均能看出溶蚀后剩下的壳体主要元素为铁和铝, 无硅元素, 说明溶出后表面的硅已经消失。

图 8 所示为不同物料的粒度分布曲线。由图 8 的粒度分析也能看出, 氧化熟料相较于还原熟料粗颗粒峰向左偏移, 其 $d(0.5)$ 由 $17.097\ \mu\text{m}$ 变成 $11.257\ \mu\text{m}$, 线 2 在粒度为 $1\ \mu\text{m}$ 左右的峰较线 1 的高, 说明氧化使得粗颗粒平均粒径变小, 细颗粒增多。溶出渣粒度分布主峰也向左偏移, 其 $d(0.5)$ 由 $11.257\ \mu\text{m}$ 变成 $7.481\ \mu\text{m}$, 小颗粒峰也出现明显的升高, 说明小颗粒占比明显提高, 这与上述结论相符。

对物料剖面进行元素分析(见图 9)结果表明, 氧化熟料中铝和铁的分布情况相似, 而硅的分布正好与之互补, 可以看出, 氧化熟料中铝酸亚铁氧化后, 氧化铁和氧化铝仍相互结合, 互相渗透构成颗粒状, 这些小颗粒与方石英相互嵌布, 给氧化硅的溶出提供结构条件。经过氢氧化钠溶出后, 大部分硅元素已消失, 但图 10(b₁)~(b₄)中出现整块密实结构, 从元素分布来看并无铁元素的存在, 由此可以推断, 高温过程氧化铁不与该颗粒发生反应。通过实

验可知, 粉煤灰在 $1100\ ^\circ\text{C}$ 单独焙烧时, 其中无定型的铝硅化合物均转化为莫来石相。由此可以推断该部分中硅以莫来石的形式存在。同时, 图 10(a₁)~(a₄)中颗粒外层已经发生了硅溶解, 基本无硅元素分布, 而在内层硅元素较为明显, 但该区域并没有铁元素存在。说明在还原-氧化过程中, 这种颗粒较大的物料内部难以接触到氧化铁, 没有发生转化导致难以溶出。

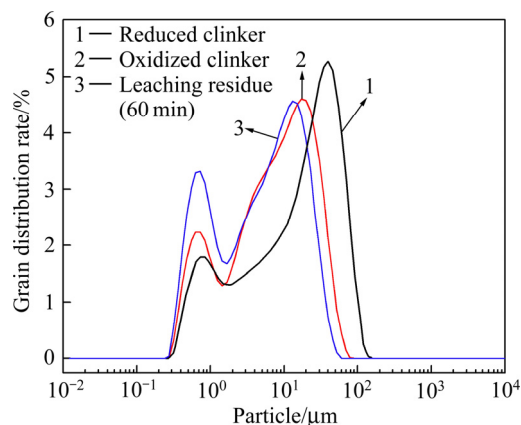


图 8 不同物料的粒度分布曲线

Fig. 8 Particle size distribution curves for different materials

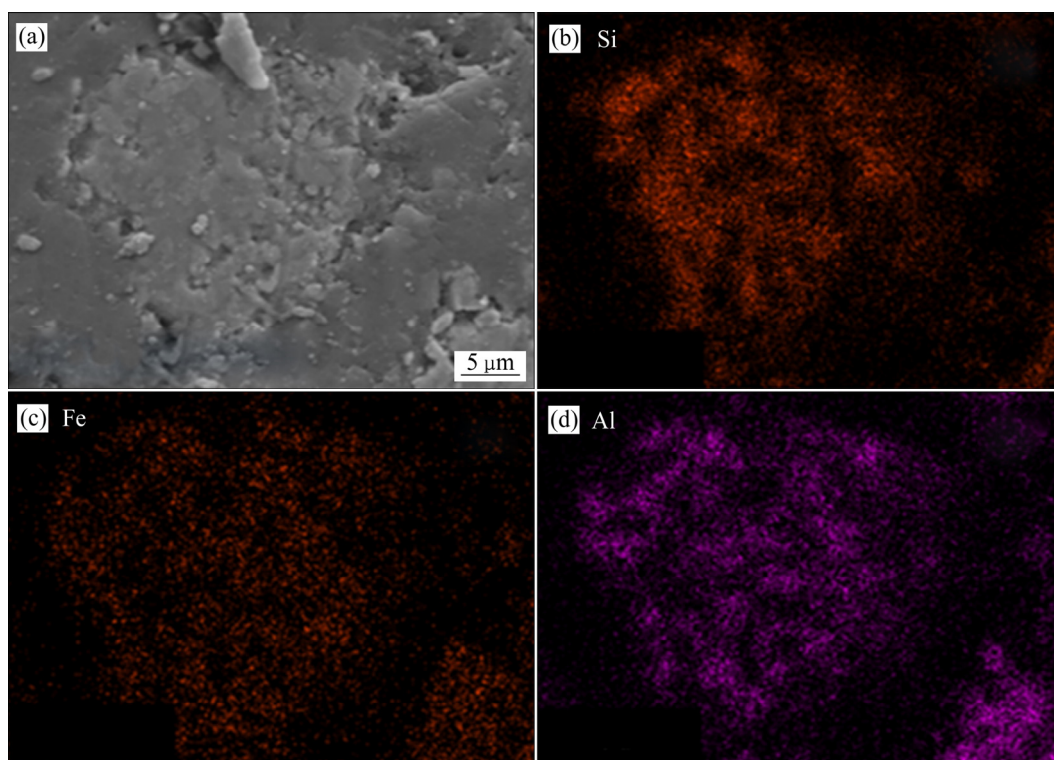


图9 氧化熟料的 SEM 像和元素分布图

Fig. 9 SEM image(a) and element distribution profiles((b)–(d)) of oxidized clinker ($n(\text{Fe}):n(\text{Al}):n(\text{C})=1.2:2:1.2$; oxidation condition: 1000 °C, 30 min): (a) SEM image of oxidized clinker; (b) Si; (c) Fe; (d) Al

综上所述可知, 物料先后经过还原–氧化处理后, 氢氧化钠溶液能有效溶解在焙烧过程中形成的方石英, 溶出率能达 90% 以上, 说明在实验过程扩大化和动态化后, 依然能够保证熟料中硅的高溶出率。其余难溶的硅元素以两种结构存在, 其一是以石英的稳定结构, 难以被溶出; 其二是颗粒内部的 Al-Si 结构难以接触氧化铁而未发生转化导致其不溶。氧化过程和溶出过程都是物料细化的过程, 过程中细颗粒比例明显上升, 为溶出提供了有利条件。

2.3 氧化熟料在低模数硅酸钠溶液中的溶出性能

为实现碱溶液的循环使用, 需探究氧化熟料在硅酸钠溶液当中的溶出性能。张振慧^[18]曾提出低模数硅酸钠溶液与方石英反应生成高模数硅酸钠的生产工艺, 说明氧化熟料在硅酸钠溶液中也具有一定的溶出性能, 其原因在于低模数硅酸钠溶液在特定条件下可游离出碱。实验结果如图 11 所示, 氧化熟料在硅酸钠溶液中随着溶出时间的延长, 硅溶

出率与溶液模数逐渐升高, 最后慢慢趋于稳定。当溶出时间为 330 min 时, 硅溶出率接近 65%, 而溶液模数达到 2.45。对该溶出渣进行 X 射线衍射分析 (见图 12) 可知, 随着溶出时间的延长, 方石英的衍射峰强度一直下降, 但其下降程度逐渐减小。

图 13 所示为溶出时间为 240 min 溶出渣剖面的能谱图。由图 13 可以看出, 铝、铁皆均匀分布, 说明在焙烧过程中该颗粒已完全发生转化。同时, 观察到硅元素只出现在颗粒核心部分, 说明溶出过程符合收缩核模型, 颗粒中心部分的方石英并未溶解。当硅酸钠溶液模数升高时, 溶液黏度变大, 其流动性降低, 而在物料溶出时离子在球壳迁移变慢, 导致溶出过程进行到颗粒核心时就变得十分缓慢, 难以溶出。

综上所述可知, 该熟料在硅酸钠溶液中亦具有较好的溶出性能, 但由于溶液性质的变化, 颗粒核心部分难以反应, 导致溶出率不高, 还有待进一步深入研究。

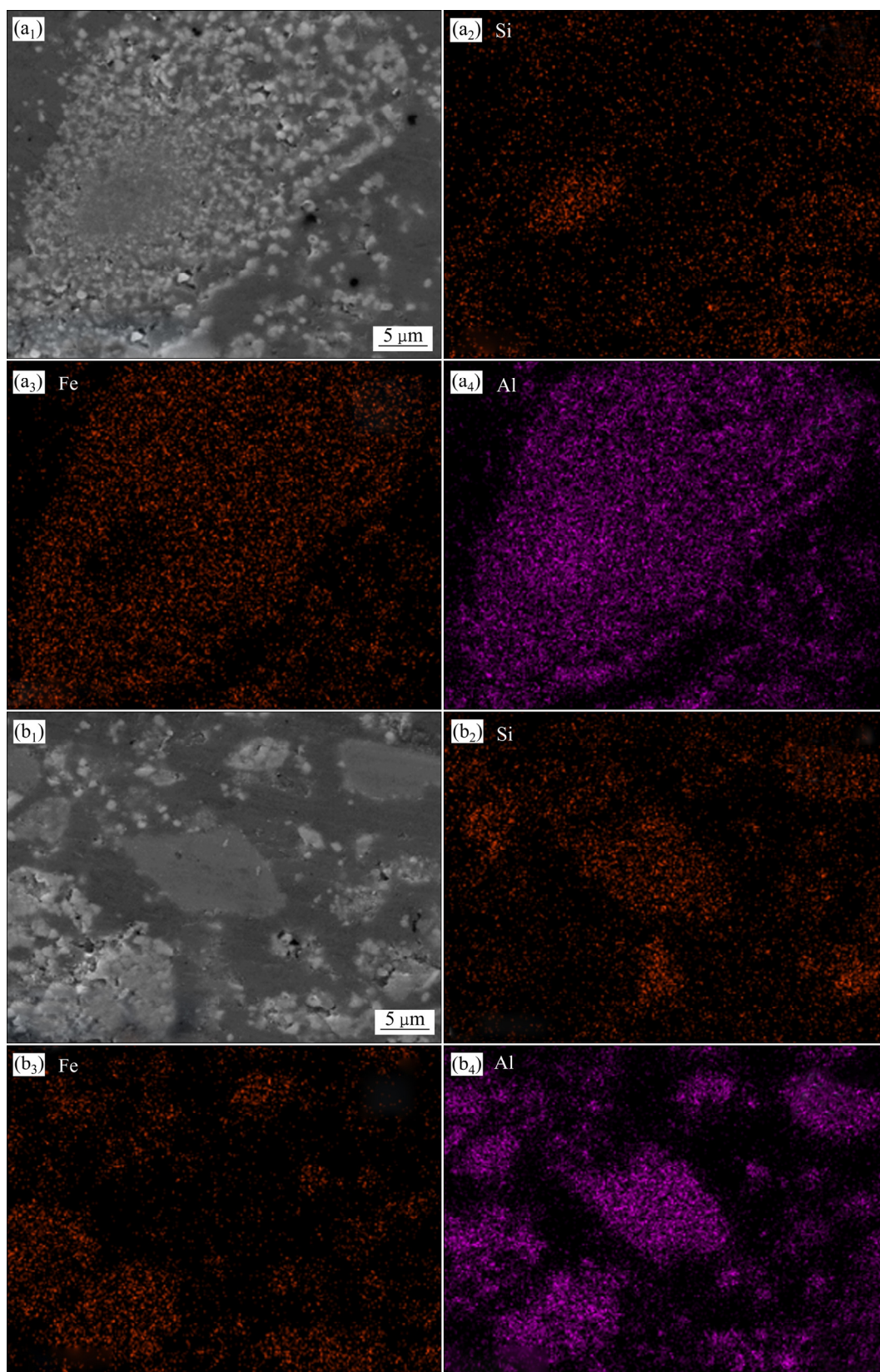


图 10 氧化熟料在 NaOH 溶液中溶出 60 min 所得溶出渣剖面的 SEM 像和元素分布

Fig. 10 SEM images((a₁), (b₁)) and element distribution profiles((a₂)–(a₄), (b₂)–(b₄)) of leaching residue of oxidized clinker in NaOH solution (Leaching condition: 130 °C, 60 min, NaOH concentration: 100 g/L (NaOH); liquid-to-solid ratio: 20 mL/g; stirring: two large ($d=10$ mm) and four small ($d=5$ mm) steel balls)

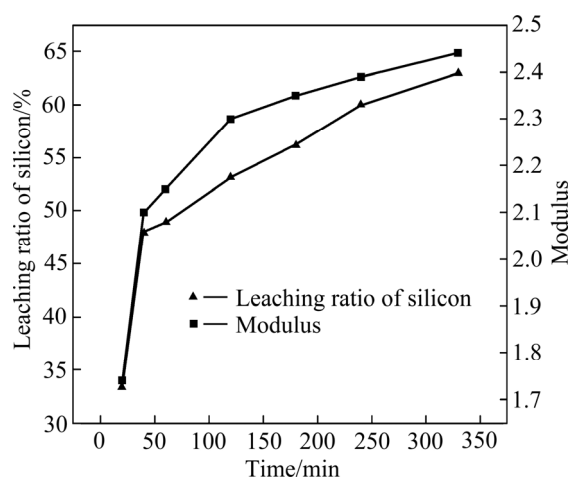


图 11 氧化熟料在硅酸钠溶液中溶出时硅溶出率和溶出液模数随时间的变化(初始模数为 1.0)

Fig. 11 Variations of leaching ratio and leachate modulus with leaching time (Leaching temperature: 130 °C; liquid-solid ratio: 3 mL/g; stirring: two large ($d=10$ mm) and four small ($d=5$ mm) steel balls; alkali concentration: 100 g/L (Na_2O); original modulus of silicate solution: 1.0)

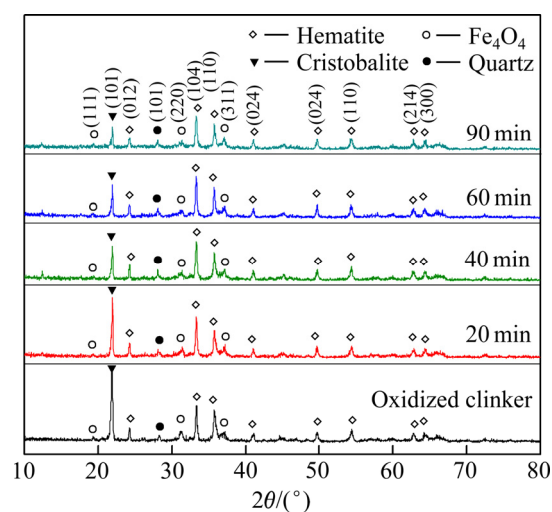


图 12 氧化熟料在硅酸钠溶液中溶出后溶出渣的 XRD 谱(初始模数为 1.0)

Fig. 12 XRD patterns of leaching residues of oxidized clinker in sodium silicate solution with original modulus of 1.0 (Leaching temperature: 130 °C; liquid-solid ratio: 3 mL/g; stirring: two large ($d=10$ mm) four small ($d=5$ mm) steel balls; alkali concentration: 100 g/L Na_2O)

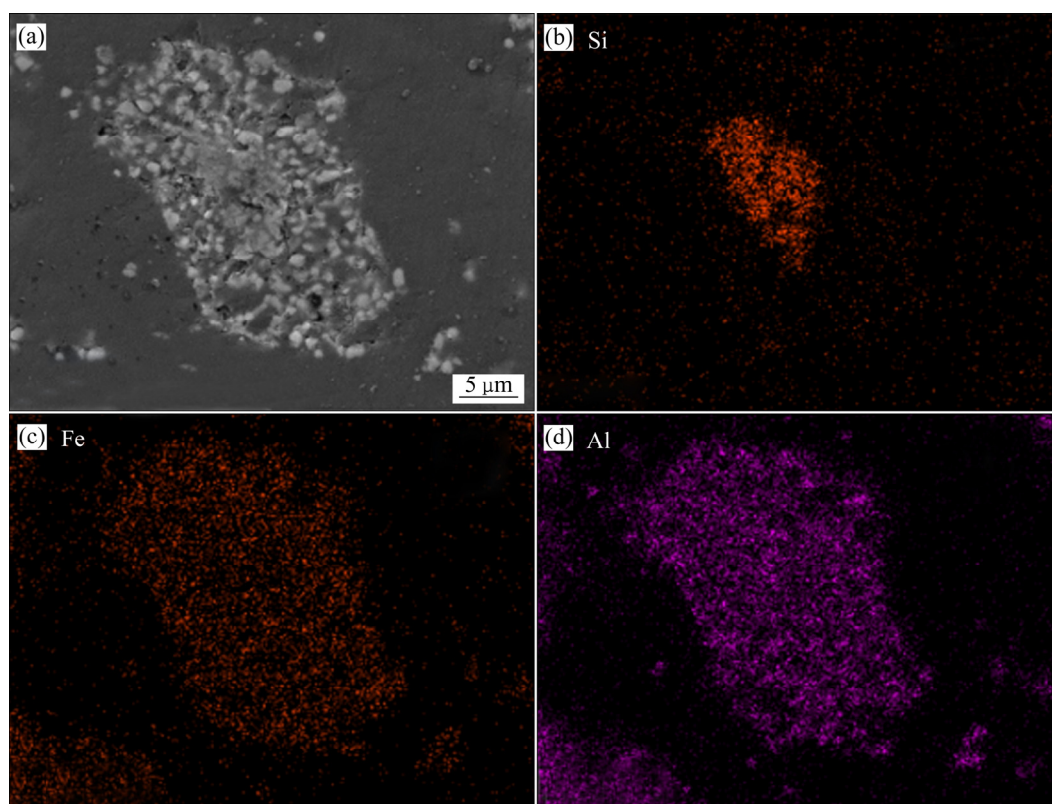


图 13 氧化熟料在低模数硅酸钠溶液中溶出所得溶出渣的 SEM 像和剖面元素分布

Fig. 13 SEM image(a) and element distribution profiles((b)–(d)) of leaching residue of oxidized clinker in sodium silicate solution (Leaching condition: 130 °C, 90 min; liquid-solid ratio: 3 mL/g; Stirring: two large ($d=10$ mm) and four small ($d=5$ mm) steel balls; sodium silicate solution: 100 g/L Na_2O ; original modulus of silicate solution: 1.0)

3 结论

1) 实验室通过采用生料造块、回转式管式炉焙烧的方式模拟工业生产过程, 能够实现铝硅的有效分离, 可为工业化提供理论指导。

2) 熟料中硅大部分以方石英形式存在, 氧化熟料在 130 °C 下 100 g/L NaOH 溶液中溶出 60 min, 硅溶出率达到 92%, 溶出渣的 A/S 达 12 以上, 可作为拜耳法生产氧化铝的原料。

3) 熟料中不溶硅以难溶的石英相和焙烧过程未发生转化的莫来石相存在。

4) 低模数硅酸钠溶液亦能有效溶出熟料中的方石英, 获得高模数的硅酸钠溶液。

REFERENCES

- [1] LI Feng-hai, FANG Yi-tian. Ash fusion characteristics of a high aluminum coal and its modification[J]. *Energy & Fuels*, 2016, 30(4): 2925–2931.
- [2] YAO Yuan, SUN Heng-hu. A novel silica alumina-based backfill material composed of coal refuse and fly ash[J]. *Journal of Hazardous Materials*, 2012, 213: 71–82.
- [3] 杨权成, 马淑花, 谢 华, 等. 高铝粉煤灰提取氧化铝的研究进展[J]. *矿产综合利用*, 2012(3): 3–7.
YANG Quan-cheng, MA Shu-hua, XIE Hua, et al. Research progress of extracting alumina from high-alumina fly ash[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2012(3): 3–7.
- [4] YAO Zhi-tong, XIA Mei-sheng, SARKER P K, et al. A review of the alumina recovery from coal fly ash, with a focus in China[J]. *Fuel*, 2014, 120: 74–85.
- [5] DING Jian, MA Shu-hua, SHEN Shirley, et al. Research and industrialization progress of recovering alumina from fly ash: A concise review[J]. *Waste Management*, 2017, 60: 375–387.
- [6] GUO Yan-xia, YAN Ke-zhou, CUI Li, et al. Effect of Na₂CO₃ additive on the activation of coal gangue for alumina extraction[J]. *International Journal of Mineral Processing*, 2014, 131: 51–57.
- [7] PARK H C, PARK Y J, STEVENS R. Synthesis of alumina from high purity alum derived from coal fly ash[J]. *Materials Science and Engineering A*, 2004, 367: 166–170.
- [8] SHEMI A, MPANA R N, NDLOVU S, et al. Alternative techniques for extracting alumina from coal fly ash[J]. *Minerals Engineering*, 2012, 34: 30–37.
- [9] WEI Cun-di, SHAN Cheng, ZHU Fu-jie, et al. Digesting high-aluminum coal fly ash with concentrated sulfuric acid at high temperatures[J]. *Hydrometallurgy*, 2018, 180: 41–48.
- [10] WU Cheng-you, YU Hong-fa, ZHANG Hui-fa. Extraction of aluminum by pressure acid-leaching method from coal fly ash[J]. *Transactions of nonferrous metals society of China*, 2012, 22(9): 2282–2288.
- [11] LI Xiao-bin, FU Wei-an, ZHOU Qiu-sheng, et al. Reaction behavior and mechanism of anatase in digestion process of diasporic bauxite[J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2010, 20(1): 142–146.
- [12] ZHAO Zhou, LONG Hong-ming, LI Xiao-bin, et al. Precipitation of vanadium from Bayer liquor with lime[J]. *Hydrometallurgy*, 2010, 96(4): 52–56.
- [13] LI Xiao-bin, WANG Hong-yang, ZHOU Qiu-sheng, et al. Reaction behavior of kaolinite with ferric oxide during reduction roasting[J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2019, 29(1): 186–193.
- [14] LI Xiao-bin, WANG Hong-yang, ZHOU Qiu-sheng, et al. Efficient separation of alumina and silica in reduction-roasted kaolin by alkali leaching[J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2019, 29(2): 416–423.
- [15] ZHOU Qiu-sheng, LI Chuang, LI Xiao-bin, et al. Reaction behavior of ferric oxide in system Fe₂O₃-SiO₂-Al₂O₃ during reductive sintering process[J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2016, 26(3): 842–848.
- [16] MORSE J W, CASEY W H. Ostwald processes and mineral paragenesis in sediments[J]. *American Journal of Science*, 1988, 288: 537–560.
- [17] PAGLIARI L, DAPIAGGI M, PAVESE A, et al. A kinetic study of the quartz-cristobalite phase transition[J]. *Journal of the European Ceramic Society*, 2013, 33(15/16): 3403–3410.
- [18] 张振慧. 液相法低能耗生产高模数硅酸钠的方法. 中国: CN1590293A[P]. 2005–03–09.
ZHANG Zhen-hui. Method of producing high modules sodium silicate with low energy consumption by liquid phase method. China: CN1590293A[P]. 2005–03–09.

Dynamic expansion experiment of efficient separation of aluminum and silicon from coal fly ash

HUANG Qing-ping, ZHOU Qiu-sheng, LI Xiao-bin, QI Tian-gui, PENG Zhi-hong, LIU Gui-hua

(School of Metallurgy and Environment, Central South University, Changsha 410083, China)

Abstract: To alleviate the contradiction between the large bauxite demand and the serious shortage of bauxite supply in China's alumina industry and solve the environmental problems caused by the massive accumulation of coal fly ash, the laboratory rotary kiln experimental study was carried out based on the proposed process of coal fly ash reduction-oxidation roasting-alkali leaching through the small static experiments. The results show that the clinker are obtained under the conditions of 1100 °C, $n(\text{Fe}):n(\text{Al}):n(\text{C})=1.2:2:1.2$ of the raw materials, the feeding amount of 75 g and reduction roasting residence of 1 h. When it is dissolved in caustic soda solution with Na_2O concentration 77.5 g/L and the liquid-solid ratio of 20 mL/g at 130 °C for 60 min, the dissolution rate of silicon can reach 92%. While the sodium silicate solution with Na_2O concentration of 100 g/L and modulus of 1.0 was used as the leaching agent, the silicon dissolution rate can reach more than 60% at 130 °C for 2 h, and the sodium silicate solution with modulus of 2.4 is obtained. Furthermore, the morphology and particle size changes of the materials during the roasting and dissolution processes were analyzed. The results indicate that the coarse particles and solution structure change will result in the reduction of the dissolution rate of silicon.

Key words: coal fly ash; cristobalite; hercynite; reduction roasting; separation of aluminum and silicon

Received date: 2020-10-25; **Accepted date:** 2021-05-19

Corresponding author: ZHOU Qiu-sheng; Tel: +86-731-88830453; E-mail: qszhou@csu.edu.cn

(编辑 李艳红)