

文章编号:1673-9981(2012)01-0065-04

贵港式铝土矿综合利用工艺研究*

陈怀杰,刘志强,朱 薇,郭秋松

广东省工业技术研究院(广州有色金属研究院),广东 广州 510650

摘 要:针对我国贵港等地高铁铝土矿的特点,提出了全新的“同时提铁铝”综合利用工艺,即在中高温还原铁的同时,使铝形成铝酸钠,将还原焙烧料湿磨浸出氧化铝后,再进行磁选选铁。按原矿量75 g,钙硅比2.0,碱比1.1, $w(C)=10\%$ 的配比混料、造球,在1100℃下进行还原焙烧。试验结果:铝的浸出率80.2%,硅量指数55,铁精矿品位55.2%,铁的回收率92.4%。采用该工艺可使铁、铝资源得到充分利用,并且工艺简单、设备投资少,具有很好的应用前景。

关键词:贵港式铝土矿;三水铝土矿;氧化铝;铁

中图分类号:TF111;TF821 **文献标识码:**A

贵港式铝土矿是储量较大的高铁三水铝土矿,2009年已探获资源量2.2亿吨,预测远景资源量近10亿吨。矿体主要分布于广西贵港市周围的十几个县境内,一般覆盖层较薄,剥采比甚低,开采条件很好,主要含有铝、铁、钒、镓等金属。然而这种矿石除了可以作为铝硅过高的铁矿之外,其余金属均未达到开发利用的最低标准^[1]。

1987年该矿被发现后,有人对其进行了综合利用研究^[2],先后进行了浮选、磁选和磁化焙烧、中频介电分选等选矿试验,由于矿石大部分颗粒细微,矿物间相互包裹,呈凝胶状态存在,解离性极差,且铝矿物中有铁,铁矿物中有铝^[3],目前还未找到合适的分离铁铝的选矿方法。选矿之后,有人提出“先铝后铁”和“先铁后铝”两种分离铁铝的工艺^[4]。由于矿石含硅量高,“先铝后铁”的分离效果不佳;而“先铁后铝”的生产成本较高、投资大,目前尚未被采用。随着氧化铝生产规模的扩大,铝土矿资源的消耗加速,对贵港式铝土矿资源进行全面深入的开发利用研究,开发出经济有效的冶金提取工艺,对缓解铝土矿资源的压力,具有重要的社会经济意义。

本文针对贵港等地高铁铝土矿的特点,提出

“同时提铁铝”的综合利用工艺,即在中高温下还原铁的同时,使铝形成铝酸钠,将还原焙烧料湿磨浸出氧化铝后,进行磁选选铁。经过六个多月的试验,获得了较好的试验结果。

1 实 验

1.1 原料及设备

实验原料:广西某贵港式铝土矿100 kg(成分列于表1), Na_2CO_3 (工业级), CaCO_3 (工业级), CaO (分析纯),C粉(分析纯)。

实验设备:高温电阻炉1台,202-0型烘箱1台,JB-90磁力搅拌器1台,磁选机,球磨机。

表1 某贵港式铝土矿的组分

Table 1 The element compositions of the bauxite of Guigang

组分	Al_2O_3	SiO_2	Fe	CaO	Na
含量 $w/\%$	24.02	17.62	25.57	0.095	0.012

1.2 工艺流程

在一定的铝土矿中按比例配入还原碳粉、添

收稿日期:2011-09-05

* 基金项目:国家自然科学基金(60776062,50730009)资助课题

作者简介:陈怀杰(1981-),男,福建龙岩人,工程师,硕士。

加剂(碳酸钠,氧化钙或碳酸钙),经球磨、混匀、造球,将成型的湿球在150℃下干燥,然后置于刚玉坩埚(或石墨坩埚)内还原焙烧,在不同焙烧温度下保温一定时间;焙烧后物料经球磨、水浸,得到水浸液,分析水浸液中铝、硅的浓度,并计算出铝的浸出率及硅量指数;再将水浸渣磁选,得到粗铁,分析粗铁品位,并计算铁的回收率。

贵港式铝土矿同时提铁铝的工艺流程如图1所示。

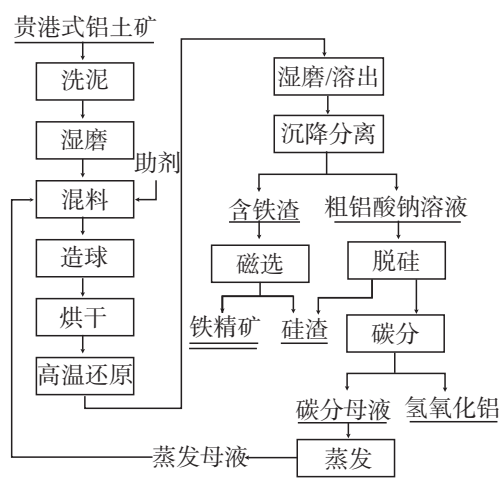


图1 贵港式铝土矿工艺流程图

Fig.1 The technology flow chart of bauxite of Guigang

1.3 分析及检测

粗铝酸钠溶液中的铝含量采用ICP测试,硅含

量采用重量法分析测定;铁精矿中的铁含量采用容量法分析测定。

2 结果与讨论

2.1 还原焙烧温度

我们考察了还原焙烧温度对铝、硅浸出率及对铁回收率的影响。取原矿铝土矿75 g,按还原碳粉 $w(C)=10\%$, CaO/SiO_2 摩尔比为2, Na_2O/Al_2O_3 摩尔比为1.2,进行配料、造球,然后置入炉中焙烧。结果发现,在1000℃时,焙烧产物松散,经球磨磁选,仅得8.9 g铁精矿,铁的回收率极低;在1200℃时,物料融化烧结,球磨破碎困难,铝化合物被包裹难以浸出。因此,分别选择1050,1100和1150℃进行还原焙烧温度的试验研究,试验结果列于表2。由表2可以看出:温度对硅的浸出率影响不大;当还原焙烧温度为1100℃时,铝的浸出率为69.6%,比1050℃时的浸出率略低,但1100℃时铁的还原率比1050℃时显著提高,铁品位达到49.5%,回收率大于80%;而在1150℃时,由于物料部分融化烧结,包裹杂质多,难以磁选分离,铁的品位仅为42%,因此,还原焙烧温度为1100℃较适宜。

2.2 还原碳粉用量

2.1节的试验结果表明,当还原碳粉的加入量为 $w(C)=10\%$ 时,所得的铁精矿的铁品位低于50%,达不到高炉炼铁对铁品位的要求,因此应调整还原碳粉的用量。在还原焙烧温度为1100℃,其它试验条

表2 焙烧温度对铝硅浸出率和铁的还原率的影响

Table 2 The effect of different reduction temperature on the leaching rate of Al-Si and the reduction rate of Fe

批号	焙烧温度 /℃	Al ₂ O ₃		SiO ₂ 质量/g	硅量指数 A/S	铁精矿		
		质量/g	浸出率/%			质量/g	品位/%	回收率/%
A1	1050	13.34	74.0	0.27	50	50.2	37.1	97.1
A2	1100	12.54	69.6	0.26	49	31.8	49.6	82.0
A3	1150	12.58	69.8	0.25	51	35.4	42.0	77.6

表3 还原碳粉用量对铝硅浸出率和铁的回收率的影响

Table 3 The effect of different reduction carbon dosage on the leaching rate of Al-Si and the reduction rate of Fe

批号	碳粉用量 w/%	Al ₂ O ₃		SiO ₂ 质量/g	硅量指数 A/S	铁精矿		
		质量/g	浸出率/%			质量/g	品位/%	回收率/%
B1	10	11.71	65.0	0.17	68	33.2	48.6	82.1
B2	12.5	9.73	54.0	0.13	76	34.1	46.2	82.7
B3	15	9.73	54.0	0.13	76	33.8	47.3	83.9

件与2.1节相同的条件下,碳粉用量对铁回收率的影响列于表3.由表3可以看出:增加还原碳粉的用量,虽然铁的回收率略有提高,但铁精矿的铁品位和铝的浸出率却有所下降,因此,还原碳粉的加入量仍选择 $w(C)=10\%$.

2.3 钙硅比

取原矿铝土矿 75 g,按还原碳粉 $w(C)=10\%$, $r(Na_2O/Al_2O_3)=1.2$ 进行配料,在焙烧温度为 $1100^{\circ}C$ 的条件下,不同的钙硅比 $[r(CaO/SiO_2)]$ 对铝硅浸出率和铁回收率的影响列于表4.由表4可见,当 $r(CaO/SiO_2)=2.0$ 时,铝的浸出率高于 80% ,铁的品位达 55.2% ,铁的回收率达 92.4% ,可满足高炉炼铁对铁品位的要求.

2.4 碱 比

碱耗是生产过程中重要的物耗,为降低生产成

本,减少碳酸钠的用量,在其它试验条件与2.3节相同的情况下,考察了碱比对铝硅浸出率和铁的回收率的影响,试验结果列于表5.由表5可见,当 $r(Na_2O/Al_2O_3)=1.1$ 时,铝的浸出率大于 70% ,硅量指数为47,铁品位为 51.1% ,回收率 84.8% ,基本达到高炉炼铁对铁品位的要求.

2.5 +0.9 mm 粒级产物

铝土矿经筛分后,+0.9 mm 粒级产物中的组分列于表6.由表6可见,+0.9 mm 粒级产物中的硅量指数(A/S)及铁含量得到提高,特别是铁含量有较大幅度的提高,有利于铁的回收,因此,在配料前应先行洗泥.在洗掉的泥中,硅含量高,有利于铝的回收.

在+0.9 mm粒级产物中,将各物料按 $r(CaO/SiO_2)=2.0$, $r(Na_2O/Al_2O_3)=1.1$, $w(C)=10\%$ 混合均匀造球,在 $1100^{\circ}C$ 下还原焙烧,铝的浸出率达到 83.8% ,硅量指数为68,铁的品位 58.3% ,回收率达 90% 以上.

表4 钙硅比对铝硅浸出率和铁回收率的影响

Table 4 The effect of different proportion of Ca/Si on the leaching rate of Al-Si and the reduction rate of Fe

批号	$r(CaO/SiO_2)$	Al_2O_3		SiO_2 质量/g	硅量指数 A/S	铁精矿		
		质量/g	浸出率/%			质量/g	品位/%	回收率/%
C1	1.6	8.61	47.8	0.15	57	35.0	43.2	78.8
C2	1.8	9.94	55.2	0.16	62	34.0	49.3	87.3
C3	2.0	12.3	80.2	0.26	55	32.0	55.2	92.4
C4	2.2	14.6	68.5	0.23	56	30.3	55.4	87.2

表5 碱比对铝硅浸出率和铁的回收率的影响

Table 5 The effect of different proportion of alkali on the leaching rate of Al- Si and the reduction rate of Fe

批号	$r(Na_2O/Al_2O_3)$	Al_2O_3		SiO_2 质量/g	硅量指数 A/S	铁精矿		
		质量/g	浸出率/%			质量/g	品位/%	回收率/%
D1	1.05	10.4	57.9	0.16	65	47.0	35.2	86.2
D2	1.1	13.1	72.8	0.28	47	31.8	51.1	84.8
D3	1.15	12.2	67.9	0.19	63	32.0	51.1	85.3
D4	1.2	12.5	69.5	0.24	53	32.3	48.1	80.9

表6 +0.9 mm 粒级产物组分

Table 6 The compositions of +0.9mm fraction production $w/\%$

名称	质量/g	Al_2O_3	SiO_2	Fe	A/S
原矿	1000	24.02	17.62	25.57	1.36
+0.9 mm 粒级产物	760	21.85	12.13	31.3	1.80
占有率	76.0	71.9	54.4	96.7	-

3 结 论

对含高铁贵港式铝土矿进行了“同时提铁铝”的工艺研究,发现焙烧温度、还原碳粉和碳酸钠的添加量对铝的浸出率和铁的回收率影响较大。在75 g原矿中,将各物料按钙硅比2.0,碱比1.1, $w(C)=10\%$ 混合均匀造球,在1100 °C下还原焙烧,结果表明,铝的浸出率高于80%,硅量指数55,铁精矿的品位55.2%,铁的回收率达到92.4%。

采用该工艺可使铁、铝资源得到充分利用,同时工艺简单、设备投资少,具有很好的应用前景。值得一提的是,为了提高铝资源的利用率和降低氧化铝的生产成本,在保证铝浸出率的前提下,若采用连续浸出工艺,可降低用水量,并提高粗铝酸钠溶

液中铝的溶度,为脱硅及碳分工序创造有利条件。

在本工艺中,还应对铁的还原和磁选工序进行进一步的深入优化,以确保工艺对矿石有更广的适应性。

参考文献:

- [1] 李春明.贵港式铝土矿综合开发利用的初步评价[J].轻金属,1993(4):5.
- [2] 唐向琪,陈谦德.贵港式三水铝土矿综合利用方案比较[J].轻金属,1995(2):1.
- [3] 陈世益,周芳,洪金益.广西贵港三水铝土矿针铁矿中铝的类质同象置换[J].中南矿冶学院学报,1993,24(3):283.
- [4] 李殷泰,毕诗文,段振瀛,等.关于广西贵港三水铝石型铝土矿综合利用工艺方案的探讨[J].轻金属,1992(9):6.

Study on the comprehensive utilization technology of bauxite of Guigang

CHEN Huaijie, LIU Zhiqiang, ZHU Wei, GUO Qiusong

Guangdong General Research Institute of Industrial Technology (Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals),
Guangzhou 510650, China

Abstract: A new comprehensive utilization technology “epurating Fe and Al at the same time” was put forward according to the characteristics of the bauxite of Guigang, in which the iron content was high. During the reduction process of iron at middle-high temperature, the aluminum was turned into sodium aluminates. Alumina was obtained from the reduction calcinating material by wet leaching, and then the iron was selected by magnetic separation. The 75g ore was mixed and pelletized with the Ca/Si ratio 2.0, alkali ratio 1.1 and $w(C)$ 10%, and then roasted at 1100 °C under reduction atmosphere. The results of the experiment were: the leaching rate of Al was 80.2%, the siliceous modulus 55, the iron concentrate grade 55.2% and the recovery rate of iron 92.4%. The iron and aluminum resources were fully utilized in this process, which was simple and needed little investment in equipment, presenting good application prospect.

Key words: bauxite of Guigang; gibbsitic bauxites; alumina; iron