

一水硬铝石型高铁铝土矿的拜尔法溶出研究 ——以遵义仙人岩矿石为例

廖友常

(贵州省地矿局 106 地质大队, 贵州 遵义 563000)

摘要:对于高铁铝土矿的应用,在以往的文献中,大多需先进行增铝降铁或铝、铁分离后才能利用。本文介绍了遵义仙人岩铝土矿床—一水硬铝石型高铁铝土矿的物化特征,采集了含 Al_2O_3 53.61%, A/S 7.63, Fe_2O_3 21.96% 的 XCK5 和 Al_2O_3 51.71%, A/S 7.16, Fe_2O_3 24.89% 的 XCK4 高铁铝土矿样,经拜尔法溶出试验, XCK5 得到了绝对溶出率 83.98% 和相对溶出率 96.65%, 化学碱耗为 57.9 kg(NaOH)/t(Al_2O_3); XCK4 得到了绝对溶出率 80.02%, 相对溶出率 93.01%, 化学碱耗为 34.9 kg(NaOH)/t(Al_2O_3); 且赤泥沉降性能良好的试验结果。从而缩短了此类矿石需先进行增铝降铁或铝、铁分离后才能利用的工艺链, 为该类型矿石的应用和研究提供了一条新的途径。

关键词: 一水硬铝石; 高铁铝土矿; 拜尔法溶出

中图分类号: P618.45

文章标志码: A

文章编号: 1000-3657(2012)05-1387-10

1 引言

高铁铝土矿,系指 $\text{Fe}_2\text{O}_3 > 15\%$ 的铝土矿石^[1],以往研究表明,此类矿石若采用烧结法生产氧化铝,如 Fe_2O_3 含量过高,烧结时会产生大量液相,导致熟料窑结圈,操作困难;过低则熟料不能成球,同样难以操作;故一般要求 Fe_2O_3 含量在 7%~10% 较为适宜。而用拜尔法生产氧化铝时,一是 A/S 要达到相应的比值(7 以上为佳),二是要求 Fe_2O_3 含量小于 15%, Fe_2O_3 含量的增加,则会相应的增加赤泥量,由于赤泥吸附,使赤泥分离与洗涤作业复杂,造成赤泥沉降性能差,碱的损耗量大而导致成本增加。因此,对于此类矿石的应用研究,多采用增铝降铁或铝、铁分离后综合利用。

据相关资料显示,中国高铁型铝土矿石高达 15 亿 t 之多^①。此类矿石能否用拜尔法直接生产氧化铝,关系到该类矿石的经济价值。在以往众多学者的研究中,三水铝石型高铁铝土矿多采用烧结^[2,3],焙烧

还原—磁选的工艺^[4,5]来增铝除铁或进行铝、铁分离后利用。近年来,中国的研究人员还发明了直接溶出技术^[6]和用还原焙烧—磁选分离得磁性产品直接还原金属铁粉和非磁性产品—富铝渣,再用浸出剂搅拌浸出富铝渣,使铝、硅溶解进入溶液,用多孔吸附剂吸附浸出液中的硅,被吸附的硅经进一步处理后制备白炭黑、分子筛等硅基产品;从分离硅以后的溶液中提取氧化铝或硫酸铝等化工产品的综合利用方法^[7]。而一水硬铝石型高铁铝土矿有采用磁选^[8]和强磁选—阴离子反浮选^[9]等工艺来进行铝、铁分离后再利用。上述方法虽都能起到增铝降铁或铝、铁分离后综合利用的作用,但就氧化铝生产而言,除需增加工程投资外,还延长了工艺链。对于一水硬铝石型高铁铝土矿的拜尔法溶出研究,可能是由于认为赤泥分离与洗涤作业复杂,碱耗较大不经济而后续研究较少,导致目前报导的文献甚少。本文根据贵州遵义仙人岩—一水硬铝石型高铁铝土矿的详细可溶性试验结果,阐述其此类矿石的溶出效果。以期在现有氧化铝

收稿日期: 2012-02-21; 改回日期: 2012-04-16

作者简介: 廖友常,男,1956 年生,高级工程师,长期从事固体矿产勘查评价和地质技术管理工作; E-mail: lyc106@163.com。

①程辉,孙建军.我国 15 亿吨“呆滞”高铁铝土矿开发有望.中国国土资源报,2011.04.18.

厂不增加工程投资和延长工艺链的情况下,为此类矿石的开发利用提供一条新的途径。

2 矿石物理特征

贵州遵义仙人岩铝土矿床,是一个以一水硬铝石为主,高铁铝土矿石含 Fe_2O_3 15.01% ~ 37.85% ,平均含 Fe_2O_3 19.88% ;矿石量达 1 100 余万 t,占总资源量 74%的沉积型高铁铝土矿床^①。

2.1 矿石结构构造

矿床内矿石主要结构有碎屑结构、豆鲕粒结构、泥晶结构和粉晶结构。矿石构造主要有块状、半土状、致密状构造。

2.2 矿石类型

2.3.1 矿石自然类型

矿石自然类型主要有碎屑状铝土矿,占 75%~85%;其次为豆鲕状铝土矿,占 10%~20%;致密状铝土矿,小于 5%。

2.3.2 矿石工业类型

矿床内矿石工业类型有:高铁低硫型,资源量占矿床总量的 74%;高铁低硫型,资源量占矿床总量的 26%;高铁高硫型和高铁高硫型。此类矿石在插花工

程中见及,未单独计算资源量。

2.3 矿石矿物组分

经测试,矿物成分主要为一水硬铝石;其次为粘土矿物,其中以水云母、高岭石为多见(表 1)。

3 矿石化学特征

铝土矿矿石的主要化学组分为 Al_2O_3 、 SiO_2 、 Fe_2O_3 ;其次有 TiO_2 、TS、LOI;伴生有益矿产 Ga 等。

Al_2O_3 :主要赋存于一水硬铝石中,次为高岭石,水云母等粘土矿物中。 SiO_2 :主要赋存于水云母、高岭石等粘土矿物中。 Fe_2O_3 :主要赋存在赤铁矿、褐铁矿之中,其次是绿泥石、水针铁矿、菱铁矿、针铁矿、磁铁矿及黄铁矿中。据 439 个见矿工程统计,其含量及变化和所占比例见表 2。Ga 含量一般为 0.01%左右,与 Al_2O_3 呈正相关关系,以分散状态赋存于铝土矿和粘土矿物中。

矿石中铁主要是 Fe_2O_3 、 FeO , 其次为硅酸铁、少量的碳酸铁和硫化铁(表 3)。

4 溶出试验

仙人岩铝土矿床以高铁型铝土矿为主,占总储

表 1 仙人岩铝土矿矿石矿物成分
Table 1 Mineral compositions of bauxite in Xianrenyan rock

矿石类型	主要矿物/%	次要矿物/%	副矿物/%
高铁低硫型	一水硬铝石 53~73	绿泥石 5~10, 赤铁矿 5~10, 褐铁矿 3~5, 水云母 1~5, 高岭石 1~3	电气石、锆石、金红石、锐钛矿、黄铁矿、水针铁矿均<1
高铁低硫型	一水硬铝石 63~93, 一般 85~90	水云母 1~10, 绿泥石 3~5, 高岭石、褐铁矿 1~2	黄铁矿、锐钛矿、锆石、金红石、板钛矿、电气石等均<1

注:岩矿鉴定由贵州省地矿局 106 地质大队滕跃余、王世祥 1980—1988 年作。

表 2 仙人岩铝土矿床矿石不同工业类型主要化学成分
Table 2 Main chemical compositions of different industrial types of Xianrenyan rock bauxite

矿石类型	主要化学成分/%					
	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2	TS	A/S
高铁低硫型 (60.3%)	55.48	8.07	19.88	2.28	0.122	6.87
高铁低硫型 (38.5%)	61.76	8.87	11.66	3.07	0.146	6.96
高铁高硫型 (0.7%)	51.60	8.90	23.88	2.07	1.90	5.80
高铁高硫型 (0.5%)	65.96	7.76	5.87	2.56	3.64	8.81

注:化学成分由贵州省地矿局 106 地质大队实(化)验室 1980—1990 年测试。

^①高企戎,朱成林,郑文祥,等.贵州省遵义县团溪铝土矿仙人岩矿区仙人岩矿段勘探地质报告.贵州省地矿局 106 地质大队,1990.

表 3 仙人岩铝土矿床铁的物相分析结果(%)
Table 3 Physical phase analytical results of Xianrenyan rock bauxite(%)

类型	物相	TFe	Fe ₂ O ₃	FeO	FeSiO ₃	FeCO ₃	FeS ₂
低铁低硫型 (7 件样)	极值	6.08~12.94	0.26~6.89	2.60~8.71	2.88~9.04	0.17~0.37	0.002~0.05
	均值	9.08	2.42	5.31	6.39	0.25	0.02
	(%)		3.00~53.54	29.95~45.02	22.38~46.73	1.91~1.96	0.01~0.39
高铁低硫型 (10 件样)	极值	10.71~20.45	3.71~18.23	0.38~12.14	2.22~12.88	0.09~0.48	0.00~0.02
	均值	15.28	7.31	6.94	6.78	0.30	0.01
	(%)		19.24~87.06	1.81~39.48	10.60~41.88	0.43~2.39	0~0.10

注：铁的物相分析由贵州省地矿局实验室 1985—1986 年测试。

量的 2/3。高铁铝土矿能否直接用于生产氧化铝,对该矿床的开发具有极其重要的意义。因此,贵州省地矿局 106 地质大队在勘查工作中,采集了 Fe₂O₃>15%的高铁型铝土矿送贵阳铝镁设计研究院(1989 年)作了详细可溶性试验。

4.1 试样采集

(1) XCK4 样:试样从 331+333 类资源量(B+D 级)块段内两个山地工程中由 8 件刻线法小样组合而成,样品粒度通过 100 目筛后,最终重量为 5 kg,矿样品位:Al₂O₃ 51.71%, A/S 7.16;其他主要化学成分为 Fe₂O₃ 24.89%, SiO₂ 7.22%, TiO₂ 2.24%, CaO 0.11%, K₂O 1.13%, Na₂O 0.063%, MnO 0.20%, TS<0.1%, Ga 0.0107%, V₂O₅ 0.13%, LOI 12.50%, A/S 比全矿段高铁低硫型露采矿石平均 A/S 高 0.13, Fe₂O₃ 比矿段内高铁型铝土矿平均含量高 5.01%, 试样的采集与组合具有代表性。

(2)XCK5 样:试样从 331+332+333 类资源量(B+C+D 级)块段内 13 个勘探工程中由 101 件刻槽小样组合而成,单件小件参与大样组合的重量,按其长度所占比例计算求得。所采样品重量 303 kg 全部用于试验研究。其中,高铁矿石 200 kg,占试样重量的 66%;低铁矿石 100 kg,占试样重量的 33%;同时混入了顶板铝铁岩 2 kg 和底板粘土岩 1 kg,顶底混入率占矿样的 1%,符合《规范》中露采贫化率 1%~5%的要求。高铁型和低铁型铝土矿的组合比例,与全矿段高铁型、低铁型矿石储量的比例基本接近。混

合试样品位为 Al₂O₃ 53.61%, A/S 7.63;其他主要化学成分 Fe₂O₃ 21.96%, SiO₂ 7.03%, TiO₂ 4.98%, CaO 0.08%, K₂O 0.07%, Na₂O 0.063%, MnO 0.28%, TS<0.1%, Ga 0.0103%, V₂O₅ 0.09%, LOI 13.00%, 比全矿段露采矿石平均铝硅比高 0.6, Fe₂O₃ 比矿段内高铁型铝土矿平均含量高 2.08%, 试样的采集与组合具有可比性和代表性。

4.2 试验方法

试样采用拜尔法的原则工艺流程进行详细可溶性试验(图 1)。其内容包括石灰加入量、溶液苛性比、苛性碱浓度、三氧化二铝浸出时间、温度、磨矿粒度等进行系统试验,对三氧化二铝的溶出率和赤泥沉降性能进行研究,同时确定伴生有益元素镓综合利用的可能性。高压溶出试验是在无机盐加热的压煮器内进行,机架旋转速度 38 r/min,用二等标准水银温度计校温,并自动控温,温度波动范围±2℃。试验步骤是:先加入与石灰混匀的矿样,再加入 100 mm 碱液调匀,将四个钢弹同时放入较试验温度高 15℃左右的盐浴中,10 min 钟后开始计时,恒温至预订时间后,将钢弹取出置于冷水中急冷,待温度达 90℃左右时,通过真空过滤进行固液分离。赤泥经沸水洗涤,烘干后送样分析。氧化铝溶出率用赤泥铝铁比法进行计算。赤泥沉降试验是在 250 mm 量筒内进行,水浴温度 95℃,用经二等标准水银温度计校温后用 WZK-01 型温度指标控温,麦麸按干赤泥重量的 0.2%添加,稀释液浓度按 Nk133 g/L 及

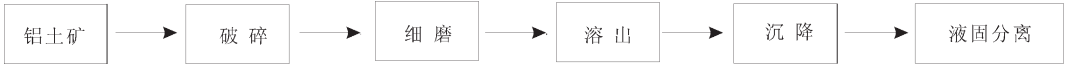


图 1 试验工艺原则流程
Fig. 1 Experimental principles of technological process

155 g/L 控制。

4.2.1 XCK5 矿样的因子分析与正交试验

为了解各因素对试验的影响程度，试验首先选取了 Al_2O_3 和 A/S 相对较高, Fe_2O_3 含量相对较低的 XCK5 样品, 设计了 A (苛性碱浓度 Nk g/l 为 200、220、240), B (温度 $^{\circ}\text{C}$ 为 235、245、255), C (石灰添加量%为 4、8、12), D(溶液苛性比 a_k 为 1.50、1.55、1.60), E (时间 $\cdot\text{h}$ 为 1、1.5、2)五因子三水平二次回归的正交试验。其因子分析试验见表 4, 溶出试验见表 5。

通过对表 4、表 5 进行回归计算, 得到 XCK5 矿样相对溶出率的数学模型为: $y=214.744+0.195B+0.1487C+21.24E-106.92D-0.7533A-0.082BE+0.4864D-0.0339C^2$ 。

通过数模和方差可得出下述结论:
(1)数模具有显著性($\alpha=0.05$), 精度较高(0.82%), 本数模的计算值与实验值(表 6)非常接近, 可用于定量计算。

(2)在试验条件范围内, 石灰添加量、溶出温度是影响氧化铝溶出的主要因素($\alpha=0.01$), 其次是溶出时间($\alpha=0.05$), 碱浓度与配料的交互作用, 温度与时间的交互作用有一定影响($\alpha=0.1$), 石灰添加量的二次方亦有一定影响。

(3)数模表明, 在本试验条件范围内存在着最佳石灰添加量。通过对 C(石灰添加量)求导可算出其值为 2.2%, 与后面所作试验结果基本吻合。

(4)正交试验表明, XCK5 矿样具有较好的溶出性能。在较宽的溶出条件变化范围内, 其溶出率均大于 94%。因此, 如单独使用此矿石可用较低的溶出条件。

4.2.2 常规条件下的溶出实验

结果见表 7。此表说明:
(1)不加石灰时, 氧化铝相对溶出率 95.19%, 石灰添加量 2%时氧化铝溶出率最高(98.4%), 再加大

添加量, 溶出率逐渐降低。碱耗随石灰添加量的增大, 以较快速度降低。

(2)固定石灰添加量 4%, 随着配矿量的增加, 溶出率略有增加, 其值均为 99%左右, 溶液中配矿比逐渐降低, 碱耗 80 kg 左右。固定石灰添加量 8%, 随着配矿量的增加, 溶出率基本维持在 96.5%左右, 溶液中配矿比逐渐降低, 碱耗 60 kg 左右。

两种条件下, 配矿量 26.07 g/100 ml 时, 效果均较好。

(3)较高温度(255 $^{\circ}\text{C}$)下的溶出试验

当配料比 1.55 时, 石灰添加量从 4%增加到 10%, 溶出率逐渐降低, 碱耗也相应降低。固定石灰添加量 10%, 逐渐增加配矿量, 氧化铝溶出率保持在 95.5%左右, 碱耗也恒定在 55 kg/t(Al_2O_3)左右。

附加试验表明, 配矿量 26.07 g/100ml, 石灰添加量 8%, 溶出温度 235 $^{\circ}\text{C}$ ~245 $^{\circ}\text{C}$, 恒温溶出 1 h, 其溶出率和碱耗指标均较好, 再次说明 XCK5 样的溶出性能良好。

4.2.3 XCK4 矿样的溶出试验

在 XCK5 因子分析和试验结果的基础上, 对 XCK4 矿样只作了溶出试验。结果见表 8。此表说明:

(1)不加石灰, 氧化铝相对溶出率为 91.06%, 碱耗较高; 添加石灰 2%时, 氧化铝溶出率为(99.33), 接近理论溶出率。随着石灰量的进一步增加, 溶出率逐渐下降, 而碱耗快速下降。与 XCK5 样相比, 溶液中 a_k 比配料中的 a_k 要高一些, 给 a_k 的降低带来了一定的困难。

(2)固定石灰添加量 12%, 随着配矿量的增加, 碱耗和溶出率变化不大, 溶液中配矿比缓慢下降, 当配矿量为 29.09 g/100 ml 时, 溶出率为 93%, 碱耗较低, 为 35 kg, 溶液的配矿比为 1.51 左右。

(3)在同样配矿条件下, 石灰添加量减为 4%, 则

表 4 XCK5 样试验因子及水平							
Table 4 Test factor and level table of XCK5 sample							
因子	零水平	变化间距	因子设计				
			-1.547	-1	0	1	1.547
A($\text{Na}_2\text{O}_k/\text{g}\cdot\text{l}^{-1}$)	220	20	189.06	200	220	240	250.94
B(温度/ $^{\circ}\text{C}$)	245	10	229.53	235	245	255	260.47
C(CaO 添加量/%)	8	4	1.81	4	8	12	14.19
D(配料比 a_k)	1.55	0.05	1.473	1.5	1.55	1.6	1.627
E(溶出时间/h)	1.5	0.5	0.727	1	1.5	2	2.27

表 5 XCK5 样正交试验结果表
Table 5 Orthogonal test results of XCK5 sample

序号	溶出条件						溶液 a_k	Al ₂ O ₃ 溶出率/%		碱耗 kg(NaOH) t(Al ₂ O ₃)
	Na ₂ O _k /g.l ⁻²	温度/℃	CaO/%	配料比 a_k	配矿量(g/100ml)	时间/h		实际	相对	
1	240	255	12	1.6	23.86	2	1.651	84.06	96.75	35.8
2	240	255	12	1.5	27.02	1	1.511	82.3	94.72	51.4
3	240	255	4	1.6	23.86	1	1.611	87.22	100.4	79.4
4	240	255	4	1.5	27.02	2	1.531	86.64	99.72	78.1
5	240	235	12	1.6	23.86	1	1.675	82.71	95.19	35.8
6	240	235	12	1.5	27.02	2	1.582	82.88	95.38	34.4
7	240	235	4	1.6	23.86	2	1.624	85.7	98.63	75.8
8	240	235	4	1.5	27.02	1	1.526	82.06	94.43	73.4
9	200	255	12	1.6	19.88	1	1.691	83.2	95.76	46.4
10	200	255	12	1.5	22.52	2	1.579	83.29	95.85	40.6
11	200	255	4	1.6	19.88	2	1.64	86.81	99.91	79.7
12	200	255	4	1.5	22.52	1	1.567	86.15	99.15	77.3
13	200	235	12	1.6	19.88	2	1.693	83.04	95.57	41.4
14	200	235	12	1.5	22.52	1	1.599	81.89	94.25	39.4
15	200	235	4	1.6	19.88	1	1.658	84.39	97.12	78.3
16	200	235	4	1.5	22.52	2	1.545	87.05	100.2	74.1
17	250.9	245	8	1.55	26.55	1.5	1.586	85.21	98.07	54.0
18	189.1	245	8	1.55	20.00	1.5	1.637	84.64	97.41	55.6
19	220	261	8	1.55	23.28	1.5	1.588	85.70	98.63	61.1
20	220	230	8	1.55	23.28	1.5	1.612	83.74	96.37	62.5
21	220	245	14	1.55	23.28	1.5	1.622	81.77	94.11	31.0
22	220	245	1.8	1.55	23.28	1.5	1.562	85.50	98.4	98.3
23	220	245	8	1.63	21.14	1.5	1.661	84.43	97.17	50.7
24	220	245	8	1.47	25.61	1.5	1.534	85.17	98.02	54.0
25	220	245	8	1.55	23.28	2.27	1.63	84.60	97.36	61.8
26	220	245	8	1.55	23.28	0.727	1.623	84.64	91.41	58.7
27	220	245	8	1.55	23.28	1.5	1.575	83.86	96.51	62.4

表 6 XCK5 样溶出率的数模计算值与试验值比较
Table 6 Dissolution rate model of calculation and experimental value comparison for XCK5 sample

条件		245℃/90min		255℃/60min		条件		245℃/90min		255℃/60min	
石灰量/%		计算值	试验值	计算值	试验值	石灰量/%		计算值	试验值	计算值	试验值
0		98.52	95.19			8		97.54	96.51	97.71	97.03
1.81		98.68	98.4			10		96.62	95.33	96.67	96.51
2.2		98.68				12		95.54	95.1		
4		98.57	98.63	99.03	100.19	14.19		93.8	94.11		
6		98.19	97.67	98.18	98.59						

表 7 XCK5 矿样溶出试验结果
Table 7 Dissolution test results of XCK5 sample

序号	溶出条件						溶液 a _k	Al ₂ O ₃ 溶出率/%		碱耗 kg(NaOH)/ t(Al ₂ O ₃)
	Na ₂ O _k /(g.l ⁻²)	温度 (°C)	CaO/%	配料比 a _k	配矿量 (g/100ml)	时间/h		绝对	相对	
1	220	245	0	1.55	23.28	1.5	1.576	82.71	95.19	92.0
2	220	245	1.81	1.55	23.28	1.5	1.562	85.50	98.40	98.3
3	220	245	4	1.55	23.28	1.5	1.544	84.88	97.69	74.1
4	220	245	6	1.55	23.28	1.5	1.569	84.88	97.69	74.1
5	220	245	8	1.55	23.28	1.5	1.575	83.86	96.51	62.4
6	220	245	10	1.55	23.28	1.5	1.584	82.83	95.33	52.3
7	220	245	12	1.55	23.28	1.5	1.607	82.63	95.10	39.0
8	220	245	4	1.55	24.21	1.5	1.541	85.87	98.82	82.5
9	220	245	4	1.55	25.14	1.5	1.520	85.21	98.07	80.0
10	220	245	4	1.55	26.07	1.5	1.488	86.03	99.01	78.6
11	220	245	4	1.55	27.00	1.5	1.461	86.19	99.20	78.5
12	220	245	8	1.55	24.21	1.5	1.579	84.27	96.98	57.7
13	220	245	8	1.55	25.14	1.5	1.524	83.86	96.51	58.6
14	220	245	8	1.55	26.07	1.5	1.521	83.98	96.65	57.9
15	220	245	8	1.55	27.01	1.5	1.489	83.53	96.13	59.5
16	220	255	4	1.55	23.28	1	1.558	87.05	100.19	79.9
17	220	255	6	1.55	23.28	1	1.572	85.66	98.59	67.2
18	220	255	8	1.55	23.28	1	1.582	84.31	97.03	58.9
19	220	255	10	1.55	23.28	1	1.597	83.86	96.51	48.5
20	220	255	10	1.55	24.21	1	1.579	82.92	95.43	57.4
21	220	255	10	1.55	25.14	1	1.543	82.92	95.43	54.2
22	220	255	10	1.55	26.07	1	1.506	83.13	95.66	52.8
23	220	255	10	1.55	27.00	1	1.470	83.00	95.52	56.7
24	220	245	8	1.55	26.07	1	1.536	83.49	96.08	50.0
25	220	235	8	1.55	26.07	1	1.521	83.00	95.52	53.6

氧化铝溶出率为 97.5%左右,溶液的配矿比可降至 1.5 或 1.5 以下,但碱耗增至 84 kg/t(Al₂O₃)左右;石灰添加量 8%时,溶出率 95.2%左右,碱耗 57 kg/t (Al₂O₃),溶液配料比 1.53 左右;不难看出,溶出率每降低 1%,则碱耗可减少 11 kg 左右,故该样采用高石灰添加量较为有利。

(4)较高温度(255℃)下的溶出试验

表 8 还反映出,在较高温度下溶出,石灰添加量对氧化铝相对溶出率、溶液的配料比、碱耗的影响与常规条件下的情况相似。配矿量的影响也与常规条件下相似,只是溶液的配料比要低一些。

4.2.4 粒度试验

为了研究矿粉粒度对 Al₂O₃ 溶出率的影响,进行了不同粒度矿粉的溶出试验。将过 100 目筛的矿粉称为粗矿,全部过 150 目筛的矿粉称为细矿。两种矿粉的粒级分布见表 9,溶出率见表 10。

从表 10 得出,粗矿和细矿的溶出率差距较小,只是碱耗稍大一些。为减少动力消耗和提高沉降性能,推荐用粗矿。

4.3 赤泥沉降试验

XCK4 在 Na₂O_k 220 g/l,及 245℃下溶出,浆液稀释至 Al₂O₃ 133 g/l 和 155 g/l,其沉降速度分别为

表 8 XCK4 样溶出试验结果
Table 8 Dissolution test results of XCK4 sample

序号	溶出条件					溶液 a_k	Al ₂ O ₃ 溶出率%		碱耗 kg(NaOH)/t (Al ₂ O ₃)
	Na ₂ O _k /g.l ⁻¹	温度/℃	CaO/%	配料比 a_k	配矿量 (g/100ml)	时间/h	绝对	相对	
1	220	245	0	1.55	24.24	1.5	1.646	78.34	105.4
2	220	245	2	1.55	24.24	1.5	1.585	85.51	85.7
3	220	245	4	1.55	24.24	1.5	1.600	84.50	83.0
4	220	245	6	1.55	24.24	1.5	1.616	83.25	69.3
5	220	245	8	1.55	24.24	1.5	1.669	81.95	50.0
6	220	245	10	1.55	24.24	1.5	1.647	81.81	46.3
7	220	245	12	1.55	24.24	1.5	1.657	81.64	32.2
8	220	245	14	1.55	24.24	1.5	1.680	79.5	24.2
9	220	245	12	1.55	25.21	1.5	1.645	81.09	36.0
10	220	245	12	1.55	26.18	1.5	1.622	80.90	35.3
11	220	245	12	1.55	27.15	1.5	1.582	81.23	35.2
12	220	245	12	1.55	28.11	1.5	1.551	80.99	35.3
13	220	245	12	1.55	29.09	1.5	1.508	80.02	34.9
14	220	245	4	1.55	28.11	1.5	1.509	84.12	83.4
15	220	245	4	1.55	29.09	1.5	1.485	83.93	84.3
16	220	245	8	1.55	28.11	1.5	1.545	81.91	56.8
17	220	245	8	1.55	29.09	1.5	1.521	82.00	56.8
18	220	255	4	1.55	24.24	1	1.611	85.07	76.7
19	220	255	6	1.55	24.24	1	1.620	83.69	67.5
20	220	255	8	1.55	24.24	1	1.657	82.63	57.1
21	220	255	10	1.55	24.24	1	1.641	82.00	50.0
22	220	255	12	1.55	24.24	1	1.613	82.29	33.9
23	220	255	12	1.55	26.18	1	1.591	82.19	36.3
24	220	255	12	1.55	27.15	1	1.576	81.52	34.3
25	220	255	12	1.55	28.11	1	1.545	82.24	36.2
26	220	255	12	1.55	29.09	1	1.502	80.13	37.1

12.1 mm/min 和 9.9 mm/min,沉降性能良好。

XCK5 在 Na₂O_k 220 g/l,及 245℃下溶出,浆液稀释至 Al₂O₃ 133 g/l 和 155 g/l,其沉降速度分别为 12.8 mm/min 和 10.7mm/min,沉降性能良好。

4.4 镓的回收利用

两试样赤泥中镓绝对量占原矿中镓绝对量的 20% 以下,即原矿中绝大部分镓可进入溶液回收利用。

4.5 溶出结果比较

为了比较高铁铝土矿与低铁铝土矿的溶出性能,选取了遵义后槽铝土矿区一水硬铝石型低铁铝

土矿和贵州铝厂生产矿石的拜尔法溶出结果进行对比(表 11)。

经对比,遵义仙人岩一水硬铝石型高铁铝土矿的溶出结果与低铁型铝土矿石的接近,可直接用于生产氧化铝。

5 结论与讨论

(1)XCK4 号试样在碱液浓度 Na₂O_k 220 g/l,添加 CaO 12%, a_k =1.51,温度 245℃及时间 90 min 的溶出条件下,氧化铝实际溶出率 80.02%,相对溶出

表 9 试验矿样粒度分布
Table 9 Particle size distribution table of tested sample

试样		-100 目+150 目	-150 目+200 目	-200 目+250 目	-250 目+320 目	-320 目
XCK4	粗矿 (%)	16.10	22.02	14.45	20.76	26.67
	细矿 (%)	0	28.94	17.29	24.78	28.99
XCK5	粗矿 (%)	9.99	17.04	10.28	21.55	41.14
	细矿 (%)	0	9.67	15.77	22.79	51.77

表 10 不同矿粉粒度溶出率 (Nk=220 g/l)
Table 10 Dissolution rate table of different ore powder sizes (Nk=220g/l)

试样	温度/℃	溶出条件			Al ₂ O ₃ 相对溶出率/%		碱耗(kg.NaOH/t.Al ₂ O ₃)	
		CaO	配矿 ⁻ 量 (g/100ml)	时间/h	粗矿 ⁻	细矿 ⁻	粗矿 ⁻	细矿 ⁻
		添加量/%						
XCK4	245	12	25.21	1.5	94.24	93.35	36.0	31.7
			26.18		94.02	94.36	35.3	33.6
			27.15		94.41	94.52	35.2	29.0
			28.11		94.13	93.57	35.3	31.6
XCK5		8	26.7	1	96.08	96.28	50.0	49.0
			26.7	1.5	96.65	96.56	57.9	50.4

表 11 一水硬铝石高、低铁铝土矿详细可溶性溶出对比
Table 11 Detailed comparative table of solubilities and dissolution rates of diaspore high-, low-iron bauxites

矿区	矿石 类型	矿石组分/%		A/S	溶出条件					溶出率/%	
		Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃		Na ₂ O _k /(g/l)	CaO/%	a _k	℃	t/min	绝对	相对
仙人岩	高铁	51.71	24.89	7.16	220	12	1.51	245	90	80.02	93.01
		53.61	21.96	7.63	220	8	1.52	245	90	83.98	96.65
后槽 ^①	低铁	69.48	3.0	8.08	220	8	1.55	245	90	86.05	98.2
		69.08	4.2	8.49	220	8	1.55	245	90	86.10	97.4
贵州铝 ^①	低铁			8.2	220	8	1.55	245	90	85.9	97.8

①贵州铝厂轻金属研究所,贵州省遵义县团溪铝土矿山头上矿段矿石详细可溶性试验报告,1987.

率 93.01%, 化学碱耗为 34.9 kg/t(Al₂O₃); 在碱性浓度 Na₂O_k 220g/l, 添加 CaO 12%, a_k=1.5, 温度 255℃ 及时间 60 min 的条件下进行溶出, 其实际溶出率 80.13%, 相对溶出率 93.12%, 化学碱耗 37.1 kg/t (Al₂O₃)。

(2)XCK5 号试样在碱液浓度 Na₂O_k220 g/l, 添加 CaO 8%, a_k=1.52, 温度 245℃ 及时间 90 min 的溶出条件下, 氧化铝实际溶出率 83.98%, 相对溶出率 96.65%, 化学碱耗为 57.9 kg/t(Al₂O₃); 在碱液浓度 Na₂O_k 220 g/l, 添加 CaO 8%, α_k=1.55, 温度 235℃ 及时间 60 min 的条件下进行溶出, 其实际溶出率 83.00%, 相对溶出率 95.52%, 化学碱耗为 53.5kg/t

(Al₂O₃)。

(3)仙人岩—水硬铝石型高铁铝土矿石在不采取增铝降铁和铝、铁分离措施的情况下, 可直接用拜耳法生产氧化铝, 从而缩短了此类矿石开发利用的工艺链。推荐的工艺条件是: 碱液浓度 Na₂O_k 220 g/l, 添加 CaO 12%, a_k=1.51, 温度 245℃, 时间 90 min。从而为此类矿石的直接应用提供了技术支撑, 可盘活我国近 15 亿 t“呆滞”的高铁铝土矿资源。面对现今资源日趋贫乏的现实, 其经济和社会效益不言而喻。

(4)XCK4、XCK5 在不添加石灰的情况下也能获得 78.34%、82.71%的绝对溶出率, 但碱耗却高达 105.04 kg 和 92.0 kg (NaOH)/t(Al₂O₃)(表 8)而不经

济。

(5)经对比,遵义仙人岩一水硬铝石型高铁铝土矿的溶出结果与遵义县后槽、贵州铝厂低铁型铝土矿石的接近。因此,所用的工艺流程和推荐的工艺条件可直接用于生产氧化铝。至于仙人岩一水硬铝石型高铁铝土矿为什么直接用拜尔法溶出时溶出性能和赤泥沉降性能均较好?还有待进一步的研究。初步分析认为可能是矿石中铁主要是以赤铁矿、褐铁矿的形式存在有关。

(6)溶出后赤泥的处理和回收利用,现已有学者提供了这方面的研究成果:有采用立环脉动高梯度磁选机强磁选工艺回收赤泥中铁的专利^[10]和采用煤基直接还原焙烧—渣铁磁选分离—冷固成型工艺来直接还原赤泥中铁的最新研究成果^[11]等。后者可得到金属氧化率 92.9%,铁品位 93.7%,铁回收率 94.42%的技术参数,从而可使有限的资源得到充分的利用。

致谢:本文所用资料除注明者外,均为贵州省遵义县团溪铝土矿仙人岩矿区仙人岩矿段勘探地质报告成果。特向参加此勘查工作的全体人员致谢!

参考文献(References):

- [1] 姚公一,王志光,张录星,等. 铝土矿、冶镁菱镁矿地质勘查规范 (DZ/T0202-2002)附录 B[S]. 北京:地质出版社, 2003. 3.
Yao Gongyi, Wang Zhiguang, Zhang Luxing, et al. The Geological Survey Regulations for Alumyite Ore, Magnesium and Magnesite Ores by (DZ/T 0202-2002)Appendix B [S]. Beijing:Geological Publishing House, 2003.3(in Chinese with English abstract).
- [2] 侯健,方觉,范兰涛,等. 广西高铁铝土矿小型烧结实验 [J]. 河北理工大学(自然科学版), 2009, 31(2):18-21.
Hou Jian, Fang Jue, Fan Lantao, et al. The erosion study of refractories in the high alkalinity of Guangxi Ore Smelting Slag [J]. Journal of Hebei Polytechnic University (Natural Science Edition), 2009, 31(2):18-21(in Chinese with English abstract).
- [3] 时国松,方觉,杨改彦,等. 广西高铁铝土矿烧结可行性研究[J]. 河北理工大学(自然科学版), 2011, 33(2), 11-13.
Shi Guosong, Fang Jue, Yang Gaiyan, et al. Feasibility study of Guangxi high-Fe bauxite sintering [J]. Journal of Hebei Polytechnic University(Natural Science Edition), 2011, 33(2):11-13(in Chinese with English abstract).
- [4] Leon.Y.Sadler,等. 铝土矿的强化除铁方法[J]. 轻金属, 1992, (1):1-5,14(杨慧芬译自 Int.J.Mineral.Proccss., 1991, 31:233-246).
Leon. Y.S Adler, et al. The reinforcement deironing method of bauxite [J]. Light Metals, in 1992 No1, 1-5, 14 (Yang Huifen translated from Int. J. M iner. Proccss, in1991, 31:233-246) (in Chinese).
- [5] 周国华,薛玉兰,何伯泉. 铝土矿选矿除铁研究进展概况[J]. 矿产保护与利用, 1999, No.4:44-47.
Zhou Guohua, Xue Yulan, He Boquan. Studies advances on beneficiation of iron removal from Bauxite Ores[J],Conservation and Utilization of Mineral Resources, 1999, No.4:44-47 (in Chinese with English abstract).
- [6] 陈德,徐树涛. 高铁三水铝石溶出技术[P]. 贵阳铝镁设计研究院, 2006. 2.
Chen De, Xu Shutao. High Iron gibbsite Dissolution Technology [P]. Guiyang Aluminum and Magnesium Design Institute, 2006(in Chinese).
- [7] 李光辉,姜涛,孙娜,等. 一种高铁铝土矿综合利用的方法 [P]. 中南大学, 2010. 11.
Li Guanghui, Jiang Tao, Sun Na, et al. The Comprehensive Utilization Method of a High Iron Bauxite [P]. Central South University, 2010(in Chinese).
- [8] 李光辉,董海刚,肖春梅,等. 高铁铝土矿的工艺矿物学及铝铁分离技术[J], 中南大学学报(自然科学版), 2006, 37(2):235-240.
Li Guanhui, Dong Haiguang, Xiao Chunmei, et al. Mineralogy and separation of aluminum and iron from high ferrous bauxite [J]. Cent.South Univ.(Science and Technology), 2006,37 (2):235-240 (in Chinese with English abstract).
- [9] 魏党生. 高铁铝土矿综合利用工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2008,(6):14-18.
Wei Dangsheng. Study on all-around utilization of high iron -aluminium ore [J]. 2008, (6):14-18 (in Chinese with English abstract).
- [10] 刘丕旺,贺政权,丁嘉榆,等. 一种从铝土矿溶出废渣中回收铁矿物的方法[P]. 赣州有色冶金研究所, 1995.
Liu Piwang, He Zhengquan, Ding Jiayu, et al. A Kind of Dissolution Recovery Method for the Waste from the High Iron Bauxite [P]. Ganzhou Nonferrous Metallurgy Institute, 1995 (in Chinese with English abstract).
- [11] 高建阳. 氧化铝工业废弃赤泥直接还原技术研究[J], 矿产综合利用, 2011, (2):37-40.
Gao Jianyang. Technological research on reduction of obsolete red mud in alumina industry [J].Multipurpose Utilization of Mineral Resources 2011, (2):37-40(in Chinese with English abstract).

The Bayer dissolving method for the diasporite type high-iron bauxite: A case study of the ore from Xianrenyan rock in Zunyi

LIAO You-chang

(No. 106 Geological Party, Bureau of Geology and Mineral Resources of Guizhou Province, Zunyi 563000, Guizhou, China)

Abstract: In the past, the adding of aluminum and reducing of iron or the separation of aluminum from iron should be adopted as the first step in the application of high iron bauxite, as indicated by most previous literatures. This paper describes physical and chemical characteristics of the diasporite type high iron bauxite in the ore bed of Xianrenyan Rock in Zunyi. The samples of XCK5 and XCK4 of high iron bauxite were collected, the former is characterized by Al_2O_3 53.61%, A/S 7.63, and Fe_2O_3 21.96%, whereas the latter is characterized by Al_2O_3 51.71%, A/S 7.16, and Fe_2O_3 24.89%. The Bayer dissolution test shows that the XCK5 has absolute dissolution rate 83.98% and relative dissolution rate 96.65%, chemical alkali consumption 57.9 kg(NaOH)/t(Al_2O_3), whereas the XCK4 shows absolute dissolution rate 80.02%, relative dissolution rate 93.01%, and chemical alkali consumption 34.9 kg(NaOH)/t (Al_2O_3). The test also reaches good result in red mud settlement. Therefore, the process chain of the application of high iron bauxite can be considerably shortened in that it is not necessary to add aluminum and reduce iron or separate aluminum from iron first before the application. The result obtained by the authors provides a new way for this kind of ore applications and researches.

Key words: diasporite; high iron bauxite; Bayer dissolving

About the first author: LIAO You-chang, male, born in 1956, senior engineer, engages in the solid mineral exploration and evaluation and technical management; E-mail: lyc106@163.com.