

[文章编号] 1004-0609(2000)06-0899-06

一水硬铝石型铝土矿焙烧-碱浸脱硅新工艺(Ⅲ)^①

李光辉, 姜涛, 范晓慧, 黄柱成, 邱冠周

(中南大学 矿物工程系, 长沙 410083)

[摘 要] 通过对铝土矿焙烧后碱浸脱硅的研究, 获得常压碱浸脱硅的工艺条件为: 矿粉粒度 < 0.076 mm 占 80%~85%, 溶出时间 2 h, $\rho(\text{Na}_2\text{O}_k) = 100 \sim 150 \text{ g/L}$, $L/S = 4$, 溶出温度 90~95 °C, 搅拌速度 950 r/min。在此溶出条件下, 回转窑焙烧矿的脱硅率可达 55.20%, 精矿 $A/S = 9.90$, 与加压溶出条件下取得的脱硅效果相当。

[关键词] 一水硬石型铝土矿; 化学选矿; 脱硅

[中图分类号] TD 927.2; TD 925.6

[文献标识码] A

铝土矿的焙烧-碱浸脱硅预脱硅工艺包括两个主要工序——原矿的焙烧和焙烧矿的碱浸脱硅。选择较好的铝土矿焙烧制度, 能尽可能多地热解出可溶性的二氧化硅。欲使硅真正从矿石中脱除, 还必须选择好焙烧矿的溶出条件, 也只有控制好了焙烧矿的溶出条件, 最终才能获得好的脱硅结果。

刘永康^[1]、罗琳^[2]采用经 HR-1 型高温管式炉焙烧后的矿石作了初步研究, 获得焙烧矿加压溶出的工艺制度为: 溶出温度 140~150 °C, 溶出时间 20 min, $L/S = 3$, 碱浓度 $\rho(\text{Na}_2\text{O}_k) = 100 \text{ g/L}$ 。作者在回转窑焙烧铝土矿的工艺研究中也曾采用加压溶出法来处理焙烧矿, 获得了较好的效果。采用加压溶出脱硅具有溶出时间短、生产效率高等优点, 但是加压溶出时, 矿浆温度要求达到 140~150 °C, 需要大量的蒸汽来加热矿浆, 能耗较高, 而且溶出脱硅时反应器内存在一定压力, 所以对溶出设备也有一定的要求, 这些都要增加投资和生产成本; 另外, 较高的溶出温度将导致溶出过程中钠硅渣在溶出反应器上大量析出^[3~8]。为尽可能地降低投资成本、生产成本和减少因钠硅渣的析出对生产产生的不利影响, 作者就在低温、常压的条件下溶出脱硅的工艺条件进行了研究。结果表明, 低温、常压条件下可获得与加压溶出条件下相当的脱硅效果。

1 原料条件和研究方法

矿石先经 $d 300 \text{ mm} \times 1400 \text{ mm}$ 回转窑焙烧, 焙烧条件为: 矿石粒度 0~20 mm、焙烧温度 1100 °C、

焙烧时间 20 min。然后将冷却到室温的焙烧矿用 XZM-100 型干式振动磨矿机, 通过不同的振动频率和磨矿时间的相互配合, 将矿石磨至规定粒度后, 再进行焙烧矿的溶出脱硅。焙烧矿的溶出脱硅采用常压溶出脱硅法, 脱硅试验是在加热搅拌装置中进行, 试验装置如图 1 所示。试验时, 将磨细了的焙烧矿和碱液装入容积为 1L 的搪瓷杯中, 加热搅拌, 当温度达到指定值时开始计时。试验中保持温度和液面不变。试验结束后冷却、过滤, 滤液取样化验。

2 实验研究与结果分析

2.1 磨矿细度

试验研究了不同矿石粒度对焙烧矿碱浸脱硅率和精矿铝硅比 A/S 的影响。试验结果如图 2 所示。从图 2 可知, 首先随着溶出矿石粒度的减小脱硅率升高, 当粒度小于 0.076 mm 时, 脱硅率达到最大值, 但继续减小矿石粒度, 脱硅率反而下降。

一般来说, 矿石细磨的目的是为了提高矿物的单体解离度, 增强矿物的裸露程度, 破坏热解产生的硅矿物表面的包裹体, 并增大固体的比表面和活性中心, 提高反应速度。从动力学上说, 溶出速度与相界面面积成正比, 与粒度成反比, 因此, 矿石粒度越小, 溶出速度越快。但是, 由于流体中固体颗粒表面的边界层中存在流速梯度变化, 离颗粒表面越近, 流体相对于颗粒的流速就越小。当搅动矿浆时, 流体将磨擦力通过边界层传递给固体颗

① [基金项目] 国家重点基础研究发展规划(“九七三”计划)资助项目(G1999064901)

[收稿日期] 1999-12-02; [修订日期] 2000-03-06

[作者简介] 李光辉(1972-), 男, 博士研究生。

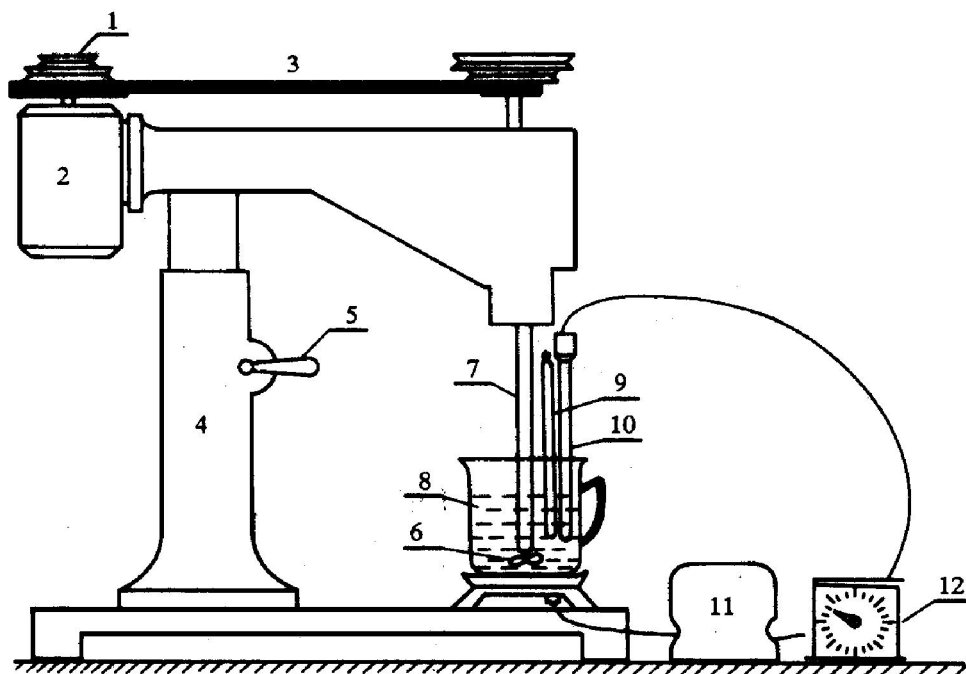


图 1 常压溶出脱硅试验装置图

Fig. 1 Experimental equipment

1—Leather wheel; 2—Electric motor; 3—Leather belt; 4—Stand; 5—Tightening knob; 6—Agitating impeller; 7—Shaft; 8—Container and pulp; 9—Thermograph; 10—Sensor; 11—Relay; 12—Automatic temperature control

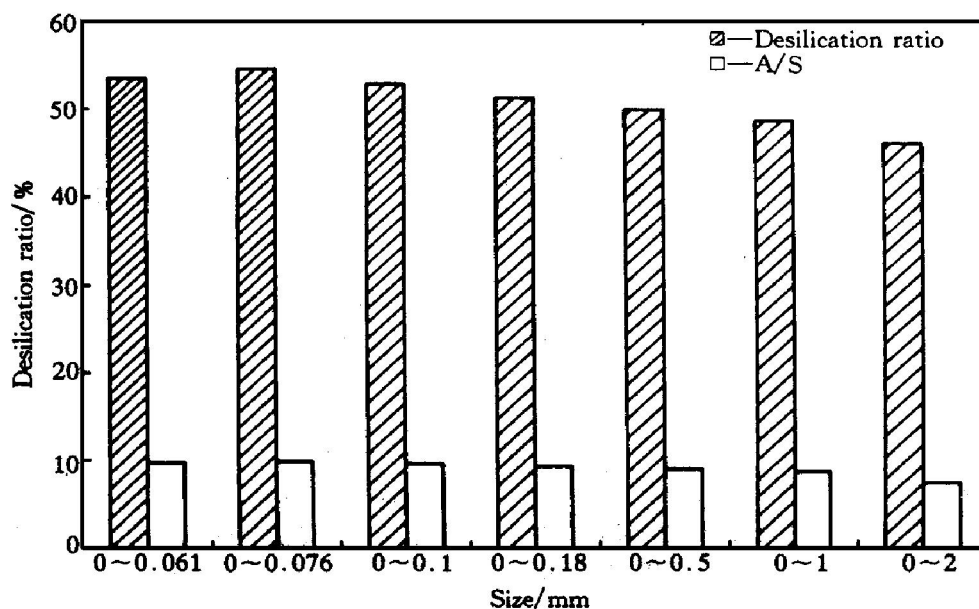


图 2 磨矿细度对焙烧矿脱硅率和精矿 A/S 的影响

Fig. 2 Influence of particle size on desilication ratio and A/S of concentrate

Conditions: temperature 95 °C, time 2 h, L/S= 4, Na₂O_k 100 g/L, agitating velocity 950 r/min

粒, 带动矿石随流体一起运动, 因此矿石的粒度越小, 质量越小, 其随流体运动的速度就越大, 其与流体间的相对运动速度相反就愈小。根据边界层厚度 δ 与相对运动速度之间的关系: $\delta = f(v)$ 可知, 流体与矿石颗粒之间相对速度的减小将导致边界层厚度增加, 扩散距离增大, 从而降低了扩散速度^[9]。

因此, 对于某一个浸出体系, 合适的磨矿细度

就是由减小粒度增大反应速度转为因粒度过细使边界层厚度增大、扩散速度减慢导致反应速度变小的转折点。铝土矿溶出脱硅时这一转折点就在 0.076 mm。

但从工艺上来讲, 矿石的细磨要增加磨矿动力和磨矿材料的消耗, 导致生产成本增加, 而且粒度过细将使后续固液分离工艺产生困难。因此, 铝土矿溶出脱硅时, 磨矿的细度选择 < 0.076 mm 占

80%~85% 为宜。

2.2 溶出碱浓度

焙烧矿的脱硅是用苛性碱溶液来溶解矿石中的无定形二氧化硅, 碱浓度的大小直接影响到矿石的脱硅率。试验结果如图 3 所示。

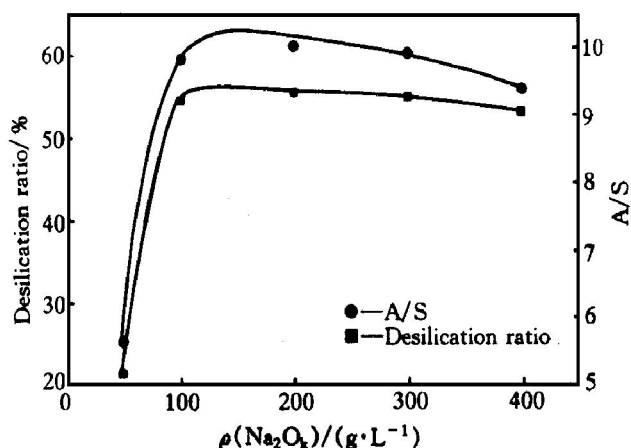
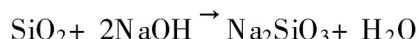


图 3 Na_2O_k 浓度对焙烧矿脱硅率和精矿 A/S 的影响

Fig. 3 Influence of Na_2O_k density on desilication ratio and A/S of concentrate

Conditions: particle size < 0.076 mm, temperature 95 °C, time 2 h, L/S= 4, agitating velocity 950 r/min

图 3 中的曲线表明, 随着溶液中 Na_2O_k 的浓度升高(由 50 g/L 增大到 100 g/L), 焙烧矿的脱硅率增大, 且增长速率比较快, 继续增大碱浓度(200 g/L), 脱硅率略有增加, 但当碱浓度增大到 300 g/L 时, 脱硅率由升高转为降低。这是因为在焙烧矿的整个溶出脱硅过程中同时存在两个反应: 一个为溶解反应, 即矿石中的可溶性二氧化硅和可溶性 Al_2O_3 与碱反应生成硅酸钠与铝酸钠进入溶液; 而另一个反应则是析出反应, 即已溶解的二氧化硅又与溶液中的铝酸钠反应生成水合铝硅酸钠, 在矿石和反应器表面析出:



焙烧矿脱硅率的高低就取决于这两个竞争反应, 当 SiO_2 溶出速度大于钠硅渣析出速度, 矿石的脱硅率升高, 当溶解与析出速度相等时脱硅率即达到最大值; 反过来当析出速度大于溶解速度时, 则表现为矿石的脱硅率下降, 此时的情况类似于生产中铝酸钠溶液的脱硅, 此反应一直要进行到溶液中 SiO_2 的浓度达到水合铝硅酸钠的溶解度为

止^[10, 11]。

碱浓度的大小对溶出时 SiO_2 和 Al_2O_3 的溶出速度以及钠硅渣的生成速度均有影响, 因此, 当脱硅率从以溶出为主转为以钠硅渣生成为主时的碱浓度即为焙烧矿溶出脱硅的适宜碱浓度。图 3 中的曲线也说明碱浓度过高脱硅率反而下降的规律, 而且由于提高碱浓度会增加溶液的粘度, 对扩散产生不利影响, 降低溶出速度。综合考虑各种因素, 焙烧矿溶出脱硅的碱浓度取 100~150 g/L。

2.3 溶出时间

溶出时间对矿石的脱硅率和生产效率均有影响, 从理论上讲延长溶出时间, 矿石的脱硅率会升高, 但是过分延长溶出时间就会降低生产率。为了获得较好的脱硅效果和较高的生产率, 对不同溶出时间下焙烧矿的脱硅率进行了研究, 试验结果如图 4 所示。

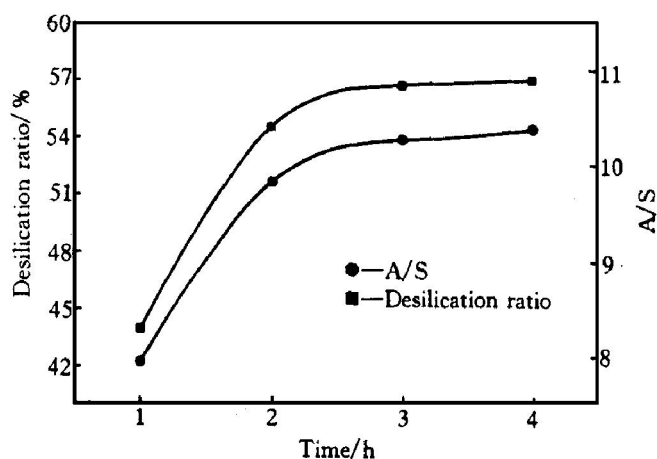


图 4 溶出时间对焙烧矿脱硅率和精矿 A/S 的影响

Fig. 4 Influence of time on desilication ratio and A/S of concentrate

Conditions: particle size < 0.076 mm, temperature 95 °C, Na_2O_k 100 g/L, L/S= 4, agitating velocity 950 r/min

从图 4 可知, 首先随着溶出时间的延长, 焙烧矿脱硅率增大, 但增长幅度逐渐变小, 当溶出时间长于 2 h 时, 继续延长溶出时间, 焙烧矿的脱硅率接近最大值, 不再有大的增加。这是因为随着溶出脱硅过程的进行, 矿石中可溶性硅的量减少, 而且溶液中碱的浓度也较大幅度地减小, 硅的溶出速率自然会逐渐降低, 而钠硅渣的生成速度却随着溶液中硅浓度的增加而增大。从脱硅的结果来看, 在脱硅的后期, 焙烧矿脱硅率的小量增加是以较大幅度地牺牲生产率为代价的。因此, 在生产中综合考虑脱硅率 and 生产率两方面的因素, 溶出时间取 2 h 较

为合适。

2.4 溶出液固比

在矿石的溶出过程中,矿浆的浓度(即液固比)的大小对溶出脱硅的传质、扩散过程均有影响。试验结果如图 5 所示。

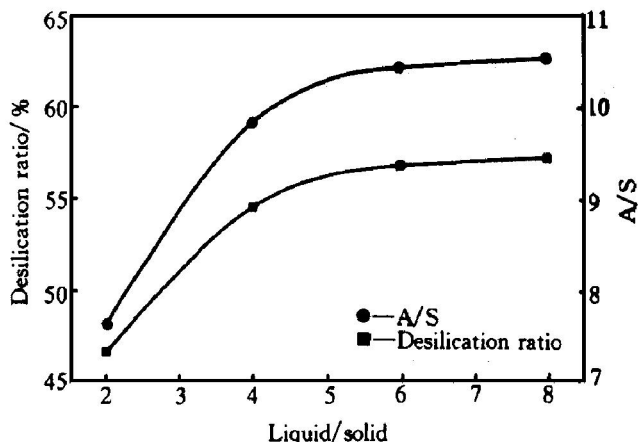


图 5 液固比对焙烧矿脱硅率和精矿 A/S 的影响

Fig. 5 Influence of L/S on desilication ratio and A/S of concentrate

Conditions: particle size < 0.076 mm, temperature 95 °C, time 2 h, Na_2O_k 100 g/L, agitating velocity 950 r/min

从图 5 中可以看出,随着溶出液固比的增大,焙烧矿的脱硅率总的来说是增大,这是因为:1) 随着溶出液固比的增大,矿浆粘度减小,反应体系中各物质之间的扩散系数和扩散速度增大,从而提高了矿石中硅的溶出率;2) 液固比的升高,可降低溶出体系中 SiO_2 浓度,使其浓度不易达到过饱和值,因此,从溶液中脱除的 SiO_2 的绝对量多,脱硅率自然而然就会升高。但是,液固比的增大,不但会使生产中脱硅碱液的处理量增大,而且因碱液中 SiO_2 浓度较低,综合利用困难。

由试验可知,在铝土矿的溶出脱硅中,液固比取 4 左右时既能保证较高的脱硅率,又不会过分增加后续工序的处理量。

2.5 溶出温度

对溶出过程最有影响的因素是温度。若反应过程属化学反应控制,升高温度,反应速度常数 K 增大,溶出速度增大;若反应过程属扩散过程控制,升高温度可增大扩散系数,减小溶液粘度和扩散层厚度,同样有利于溶出速度的增加。试验结果如图 6 所示。

从图 6 中可以看出,随着溶出温度的提高,焙

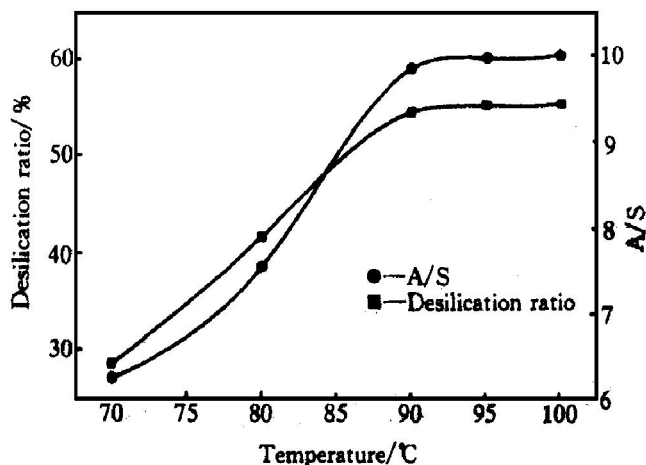


图 6 溶出温度对焙烧矿脱硅率和精矿 A/S 的影响

Fig. 6 Influence of temperature on desilication ratio and A/S of concentrate

Conditions: particle size < 0.076 mm, time 2 h, Na_2O_k 100 g/L, L/S= 4, agitating velocity 950 r/min

烧矿的脱硅率很快提高,但当温度达到 90 °C 以后,脱硅率的增长速率大大减慢。其原因是一方面温度升高,二氧化硅的溶出速度加快,在一定的时间内从矿石中溶出的二氧化硅量相应的就增多,但另一方面当温度升高时,钠硅渣的生成速度也同样会加快,已进入溶液中的硅又返回到矿石中,随着溶出过程地进行,二者的速度就逐渐达到平衡,脱硅率也不再有大的变化。温度越高二氧化硅溶解接近完全的时间及二氧化硅的溶出速度和钠硅渣的生成速度达到平衡的时间就越短,因此提高溶出温度可缩短溶出时间,提高生产效率。

根据试验所得的结果,并考虑到生产中难于将矿浆温度控制在某一定点,焙烧矿的溶出温度确定为 90~ 95 °C 比较合适。

2.6 搅拌强度

溶出时搅拌矿浆的作用在于:一方面可使矿石在流体中充分分散,防止固体的沉淀,加速溶出过程;另一方面提高搅拌强度能够减小扩散层的厚度,加快溶出。因此,加强搅拌可以在一定程度上放松对温度、浓度、矿石粒度等溶出条件的要求。

在试验室设备的允许条件下,研究了搅拌速度对焙烧矿溶出脱硅的影响。试验结果如图 7 所示。

从图 7 可见,搅拌速度增大,可在一定程度上提高矿石的脱硅率。这是因为搅拌速度的增大加快了扩散速度,强化了传质过程,而且使固体颗粒之间的相互碰撞加剧,有利于破坏矿石表面的沉积物,特别是溶出时生成的钠硅渣,加快溶出。但当搅拌速度增大到 950 r/min 后,再增大搅拌机转速,

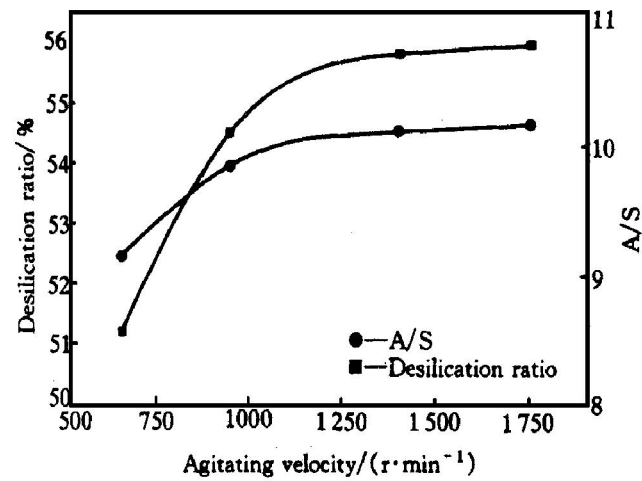


图 7 搅拌速度对焙烧矿浸出速度的影响

Fig. 7 Influence of agitating velocity on desilication ratio and A/S of concentrate

Conditions: particle size < 0.076 mm, temperature 95 ℃, time 2 h, Na₂O_k 100 g/L, L/S= 4, agitating velocity 950 r/min, agitating impeller diameter 31 mm

脱硅率不再有明显的提高, 此时矿浆中固体和液体可能作为一个整体一起移动, 它们之间的相对运动速度很小, 扩散层几乎保持不变。

从试验结果可以看出, 采用 950 r/min 的搅拌速度能够取得较高的脱硅率。但有一点需要说明, 搅拌强度与使用的搅拌设备有关, 在工业生产中的搅拌方式可能与试验中采用的搅拌设备不一致, 因此, 该条件试验只具有参考意义。

2.7 综合条件试验

通过上面试验获得了焙烧矿常压浸出各影响条件单因素的最佳值, 为进一步确证最佳的脱硅条件, 将各因素的最佳值综合起来, 并将试样量由原来的 50 g 增大到 200 g 进行平行试验, 试验条件和试验结果如表 1 所示。为了比较的方便, 表中将加压溶出脱硅结果(序号 4)一并列出。

表 1 中的结果表明, 在综合试验条件下焙烧矿的平均脱硅率达 55.20%, 优于单因素试验结果, 由此说明单因素试验所确定的参数是合理的。另外, 这一结果与采用加压溶出法的脱硅结果相比, 二者十分接近, 这说明采用常压溶出来替代加压溶出对焙烧矿的脱硅率不会产生大的影响。

3 结论

1) 常压碱浸脱硅是一个多相体系的固液相反

表 1 综合条件溶出脱硅试验结果

Table 1 Desilication results in comprehensive terms

No.	Experimental terms of leaching			
	Fineness content of < 0.076 mm/ %	Time / min	$\rho(\text{Na}_2\text{O}_k) / (\text{g}\cdot\text{L}^{-1})$	L/ S
1	80~ 85	120	150	4
2	80~ 85	120	150	4
3	80~ 85	120	150	4
4*	80~ 90	20	100	3

No.	Experimental terms of leaching		Desilication ratio/ %
	Temperature / ℃	Agitating velocity / (r·min ⁻¹)	
1	90~ 95	950	55.18
2	90~ 95	950	55.23
3	90~ 95	950	55.19
4*	140~ 145	60	55.61

* The leaching equipment was DY-8

碱浓度、液固比、溶出温度和搅拌速度对焙烧矿的脱硅率均有影响。

2) 单一影响因素的研究结果表明, 焙烧矿常压溶出脱硅的较佳条件为: 矿粉粒度< 0.076 mm 占 80%~ 85%、溶出时间 2 h、碱浓度 Na₂O_k 100~ 150 g/L、液固比 L/S= 4、溶出温度 90~ 95 ℃、搅拌速度 950 r/min。

3) 在此溶出条件下, 经回转窑焙烧的焙烧矿的脱硅率可达 55.20%, 精矿铝硅比为 9.90, 与加压溶出脱硅的效果相当, 但采用常压溶出脱硅可降低设备投资成本和生产成本。

[REFERENCES]

[1] LUI Yong-kang(刘永康). 一水硬铝石型铝土矿化学选矿中焙烧过程的研究 [D]. Changsha: Central South University of Technology, 1997.

[2] LUO Lin(罗琳). 一水硬铝石型高硅铝土矿化学选矿脱硅与综合利用研究 [D]. Changsha: Central South University of Technology, 1997.

[3] Duncan A, Muller-Steinhagen H, Verity B, et al. An investigation of desilication kinetics in spent Bayer liquor [J]. Light Metals, 1995: 37- 44.

[4] Duncan A, Groemping M, Welch B, et al. The effect of silica, temperature, velocity and particulates on heat transfer to spent Bayer liquor [J]. Light Metals, 1995: 63- 71.

[5] Addai Mensah J, Gerson A R, Zheng K, et al. The precipitation mechanism of sodium aluminosilicate scale in Bayer plants [J]. Light Metals, 1997: 23- 36.

[6] YANG Zhong-yu(杨重愚). Technology of Alumina Production(氧化铝生产工艺学) [M]. Beijing: Metallurgi

- cal Industry Press, 1993. 53– 60.
- [7] LUO Lin(罗琳), HE Baquan(何伯泉) and LIU Yongkang(刘永康). 国内外高硅铝土矿焙烧预脱硅工艺的评述 [J]. *Metallic Ore Dressing Abroad*(国外金属矿选矿), 1999, 36(1): 38– 41.
- [8] Murakami M, Ishibashi K, Kumagai Y, et al. Aspect of desilication kinetic with recycled seed [J]. *Light Metals*, 1992: 113– 116.
- [9] MO Dingcheng(莫鼎成). *Metallurgical Kinetics*(冶金动力学) [M]. Changsha: Central South University of Technology Press, 1987. 290– 331.
- [10] CHEN Wan-kun(陈万坤) and PENG Guan-cai(彭关才). *Intensive Digestion Technology for Diasporic Bauxite*(一水硬石型铝土矿强化溶出技术) [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1997. 76– 95.
- [11] Banvolgyi E, Toth A C and Tassy I. In-situ formation of sodium aluminum hydrosilicate from kaolinite [J]. *Light Metals*, 1991: 5– 15.

Technology of desilication from diasporic bauxite by roasting-alkali leaching process (II)

LI Guang-hui, JIANG Tao, FAN Xiao-hui, HUANG Zhu-cheng, QIU Guan-zhou
(Department of Mineral Engineering, Central South University,
Changsha 410083, P. R. China)

[Abstract] The technology of desilication digestion by alkali leaching at normal atmospheric pressure was studied. The optimum parameters are: the grinding fineness of 80% ~ 85% roasted ore being < 0.076 mm, digestion time 2 h, $\text{Na}_2\text{O}_k = 100 \sim 150 \text{ g/L}$, the mass ratio of liquid to solid $L/S = 4$, digestion temperature $90 \sim 95^\circ\text{C}$, the agitating speed 950 r/min. Under the digestion rules, the rate of desilication and A/S (the mass ratio of aluminium to silicium) of the concentrate were as high as 55.20% and 9.90, respectively. The results are as good as those obtained with pressurization.

[Key words] diasporic bauxite; chemical concentration; desilication

(编辑 何学锋)