

# 硫铁矿尾矿活化焙烧-二次碱浸脱硅制备铝精矿

冯雪茹, 刘述平, 李超

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 四川 成都 610041)

**摘要:** 这是一篇冶金工程领域的论文。西南某地区硫铁矿选硫尾矿中的氧化铝含量高于 46%, 具有较高回收利用价值, 但尾矿中的铝硅酸盐矿物中存在含量较高且晶体结构稳定的  $\text{SiO}_2$ , 导致尾矿的铝硅比 (A/S) 较低, 仅为 1.72。为了实现铝硅分离, 制得铝精矿以回收利用该尾矿, 通过活化焙烧使其中结构稳定的  $\text{SiO}_2$  转变为非晶态  $\text{SiO}_2$ , 再使用 NaOH 溶液二次浸出焙砂脱硅制备得到铝精矿。结果表明: 在焙烧时间 35 min, 焙烧温度 1140 °C, 一次碱浸 NaOH 浓度 140 g/L, 浸出温度 110 °C, 浸出时间 30 min, 浸出液固比 16 的适宜条件下, 铝硅比 (A/S) 提高到 4.11; 在二次碱浸 NaOH 浓度 140 g/L、浸出温度 110 °C、浸出时间 30 min、浸出液固比 10 的较佳条件下, 得到铝硅比 (A/S) 为 5.11 的铝精矿, 为该尾矿的综合利用打下了良好的基础。

**关键词:** 冶金工程; 硫铁矿尾矿; 铝精矿; 活化焙烧; 脱硅

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2023.04.020

中图分类号: TD951;TF821 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2023) 04-0133-05

我国硫酸生产的主要原料为硫铁矿<sup>[1-2]</sup>。在硫铁矿选矿过程中, 会形成大量的尾矿, 长期堆存一是会产生酸性废水污染周围的生态环境, 二是尾矿中铝、钛等二次资源无法得到回收利用, 造成了资源的浪费<sup>[3-4]</sup>。近年来, 硫铁矿尾矿的资源化利用技术研究一直是重要的研究方向。西南某地区硫铁矿经过选硫后形成的尾矿, 含有大量的铝、钛、硅等有价元素, 并伴生有钨、铌、镓、稀土等有价金属元素, 综合利用价值较高<sup>[5-6]</sup>。广西某企业欲综合利用该尾矿中的有价元素, 但由于其中的铝硅酸盐矿物中存在含量较高的  $\text{SiO}_2$ , 导致铝硅比 (A/S) 较低, 且该部分  $\text{SiO}_2$  晶体结构稳定, 运用一般方法除去硅以提高铝硅比 (A/S) 的难度较大。为了提高尾矿的铝硅比 (A/S), 笔者研究采用活化焙烧—二次碱浸脱硅技术实验, 有效实现了铝硅分离, 提高了尾矿中的铝硅比 (A/S), 制备出了铝硅比 (A/S)  $\geq 5.0$  的铝精矿。该技术脱硅效果好, 铝回收率高, 为实现该尾矿的综合利用打下了良好的基础<sup>[7]</sup>, 对该硫铁矿的开发利用具有重要意义。

## 1 原料与方法

### 1.1 实验原料

实验所用样品来自西南某地区硫铁矿进行选硫后形成的尾矿。通过 X 荧光光谱分析和 X 射线衍射分析得到样品化学多项分析结果见表 1, 物相分析结果见表 2。由表 1 可知, 虽然尾矿中的  $\text{Al}_2\text{O}_3$  含量为 46.40%, 具有较高回收价值, 但其中  $\text{SiO}_2$  含量高为 26.94%, 铝硅比 (A/S) 较低, 仅为 1.72; 除此之外, 尾矿中还含有钛、钨、铌、镓、稀土等有价元素。通过表 2 物相分析得知, 尾矿中除了含有 20.8% 的一水硬铝石和 4.5% 的三水铝石外, 其余的铝赋存于以叶腊石、绿泥石、高岭石为代表的铝硅酸盐黏土矿物中和少量的云母中。

表 1 硫铁矿尾矿化学多项分析结果/%  
Table 1 Chemical multinomial analysis results of pyrite tailings

$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{SiO}_2$	$\text{TiO}_2$	TFe	S	MgO	CaO	$\text{Sc}_2\text{O}_3^*$	TREO*	Ga*	Nb*
46.40	26.94	5.17	1.11	0.75	0.40	0.73	41.4	963	607	171

\*单位为g/t。

收稿日期: 2022-06-15

基金项目: 中国地质调查局地质大调查项目 (12120113086800)

作者简介: 冯雪茹 (1990-), 女, 工程师, 硕士研究生, 研究方向为有色金属冶金。

表 2 硫铁矿尾矿的重要物相组成及含量/%  
Table 2 Important phase composition and content of pyrite tailings

叶腊石	绿泥石	高岭石	一水硬铝石	三水铝石	锐钛矿	黄铁矿	海泡石	云母	石英	石墨	文石	石膏	板铁矿
41.9	0.6	11.2	20.8	4.5	4.6	1.5	0.6	7.9	1.7	0.4	0.4	-	1.1

### 1.2 实验仪器与试剂

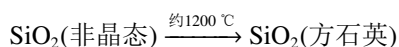
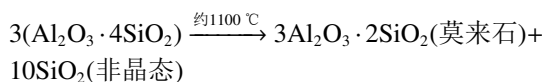
实验主要设备：快速升温（SX3-14-16），马弗炉（THERMOLUNE），反应釜（WHFS-1 型、WHFS-2 型）恒温磁力搅拌器（85-2 型），真空抽滤装置，三头磨样机。

实验用辅料：氢氧化钠。

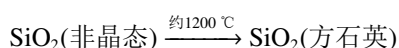
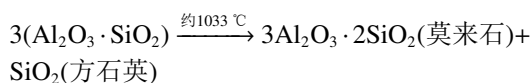
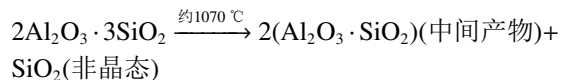
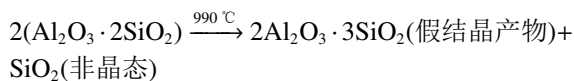
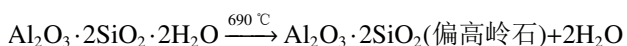
### 1.3 实验原理与方法

根据试样原料成分和物相分析可知,在碱液浸出脱硅之前,要先在一定的温度下焙烧硫铁矿尾矿,使其中的铝硅酸盐矿物如叶腊石、高岭石等的晶体结构分解转变生成非晶态的活性 SiO<sub>2</sub>,再与氢氧化钠溶液反应生成 Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> 而进入溶液,达到铝硅分离从而提高焙砂的铝硅比 (A/S) 的目的。

现有的研究表明,叶腊石的热化学反应路途大致如下<sup>[8]</sup>:



高岭石的热化学反应路途大致如下<sup>[9-10]</sup>:

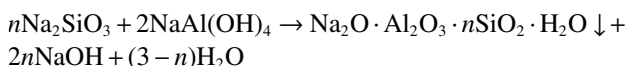
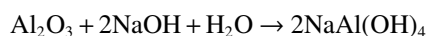
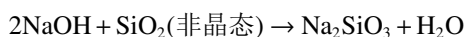


从上述热化学反应可看出,焙烧既要尽量破坏高岭石、叶腊石的晶体结构,又要尽可能减少莫来石和方石英的生成。因此,选择的焙烧温度范围应在 900~1200 °C 较为合适。

为了提高生产设备的产能,获得具有较高铝硅比 (A/S) 的脱硅精矿,对尾矿焙砂进行了碱液二次浸出实验。即首先将焙砂在较低的液固比下

与氢氧化钠溶液在一定的条件下搅拌反应一定时间,使焙砂中的活性 SiO<sub>2</sub> 与碱反应生成硅酸钠进入溶液,浸出得到铝硅比 (A/S) 比为 4 左右的浸出产物,然后再将该浸出产物在一定的条件下以氢氧化钠溶液再次浸出,经过滤、洗涤、烘干即获得铝硅比 (A/S) 比为 5 以上的化学脱硅精矿。

碱液浸出化学反应为<sup>[11]</sup>:



研究以焙砂的 SiO<sub>2</sub> 脱除率和浸出产物的铝硅比 (A/S) 作为主要的评价指标,其计算公式如下:

$$\text{SiO}_2\text{脱除率} = 1 - \frac{\text{渣重} \times \text{渣中 SiO}_2\text{的含量}}{\text{尾矿重量} \times \text{尾矿中 SiO}_2\text{的含量}}$$

$$\text{铝硅比(A/S)} = \frac{\text{渣中 Al}_2\text{O}_3\text{的含量}}{\text{渣中 SiO}_2\text{的含量}}$$

式中:

渣重-固液分离后的固体经烘干后的重量, g;

渣中 SiO<sub>2</sub> 的含量-浸出产物中 SiO<sub>2</sub> 的百分含量, %;

尾矿重量-称取用于浸出实验的选硫尾矿重量, g;

尾矿中 SiO<sub>2</sub> 的含量-称取用于浸出实验的选硫尾矿中 SiO<sub>2</sub> 的百分含量, %;

渣中 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 的含量-浸出产物中 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 的百分含量, %;

渣中 SiO<sub>2</sub> 的含量-浸出产物中 SiO<sub>2</sub> 的百分含量, %;

## 2 实验结果与讨论

### 2.1 选硫尾矿焙烧条件实验

#### 2.1.1 焙烧时间对焙砂一次碱浸脱硅的影响

取一定量的选硫尾矿装入焙烧盘中,焙烧温度固定 1140 °C,进行焙烧时间条件实验。焙烧完成后冷却,研磨至-0.074 mm 90%,分别取一定量的焙砂,加入 NaOH 溶液搅拌浸出。实验结果见图 1。从图 1 中可以看出,随着焙烧时间的延长,

浸出产物的铝硅比 (A/S) 及焙砂的  $\text{SiO}_2$  脱除率均先增高后降低。当焙烧时间为 35 min 时, 非晶态的  $\text{SiO}_2$  的生成含量较多, 浸出产物的铝硅比 (A/S) 和  $\text{SiO}_2$  的脱除率较高, 再延长焙烧时间, 碱浸产物的铝硅比 (A/S) 和  $\text{SiO}_2$  的脱除率均下降。因此选择焙烧时间为 35 min。

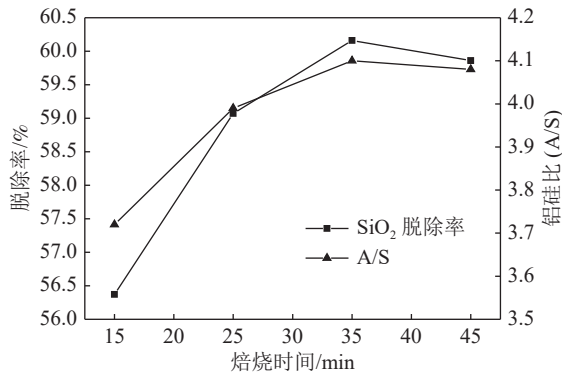


图1 焙烧时间对焙砂一次碱浸脱硅的影响

Fig.1 Effect of roasting time on desilication of calcine by primary alkaline leaching

### 2.1.2 焙烧温度对焙砂一次碱浸脱硅的影响

取一定量的选硫尾矿装入焙烧盘中, 焙烧时间固定 35 min, 进行焙烧温度条件实验。焙烧完成冷却后, 研磨至 -0.074 mm 90%, 分别取一定量的焙砂, 加入 NaOH 溶液搅拌浸出。实验结果见图 2。从图中可以看出, 焙烧温度的变化对焙砂碱液浸出中  $\text{SiO}_2$  的脱出率和铝硅比 (A/S) 的影响较大。碱浸产物的铝硅比 (A/S) 及硅脱除率随着焙烧温度的增高均呈现出先上升后降低。当焙烧温度从 1120 °C 增加到 1140 °C 时, 尾矿的铝硅酸盐矿物中结构稳定的  $\text{SiO}_2$  逐渐转变为非晶态  $\text{SiO}_2$  的含量逐渐增多, 并在 1140 °C 时, 非晶态  $\text{SiO}_2$  的含量达到最大值, 碱浸产物的铝硅比 (A/S) 及硅脱除率达到最高值。当温度继续增高时,  $\text{SiO}_2$  的脱除率反而下降。根据分析推测<sup>[8-10]</sup>, 随着温度不断升高, 铝硅酸盐矿物中的硅逐渐更多的参与莫来石化反应, 原来生成的非晶态  $\text{SiO}_2$  也会发生晶型转化成方石英, 使得  $\text{SiO}_2$  的脱除率逐渐降低。因此选择焙烧温度为 1140 °C。

综上所述, 实验用硫铁矿尾矿活化焙烧的适宜条件为: 焙烧温度为 1140 °C、焙烧时间为 35 min。

### 2.2 一次碱浸脱硅条件实验

以适宜焙烧条件下制得的选硫尾矿焙砂为原料进行一次碱浸脱硅条件实验。考查浸出剂浓度, 浸出温度, 浸出时间和浸出液固比对实验的影响。

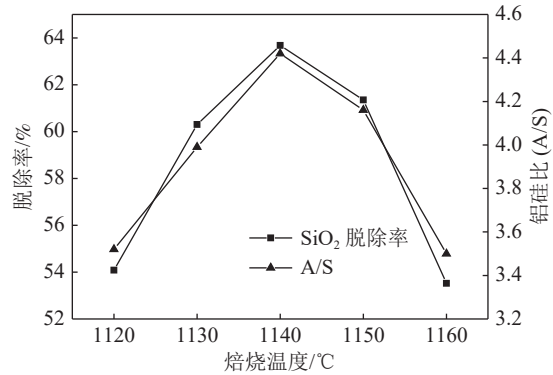


图2 焙烧温度对焙砂一次碱浸脱硅的影响

Fig.2 Effect of roasting temperature on desilication of calcine by primary alkaline leaching

### 2.2.1 浸出时间对脱硅的影响

进行浸出时间条件实验, 实验固定条件: NaOH 浓度 140 g/L, 浸出温度 110 °C, 浸出时间 40 min, 浸出液固比 16:1。浸出时间对焙砂一次碱浸脱硅的影响见图 3。随着浸出时间的延长, 焙砂和碱液接触更加充分, 碱浸产物的铝硅比 (A/S) 和  $\text{SiO}_2$  的脱除率明显增高。继续增加浸出时间至 40 min, 两者变化不明显, 当浸出时间增加到 50 min 时, 铝硅比 (A/S) 和  $\text{SiO}_2$  的脱除率反而下降。这是因为随着浸出时间的延长, 溶液中硅酸钠含量增加, 进一步促进其与溶液中的铝酸钠反应生成钠硅渣, 导致脱硅率大幅度降低, 从而影响脱硅效果<sup>[12]</sup>。因此浸出时间选择 30 min 较为适宜。

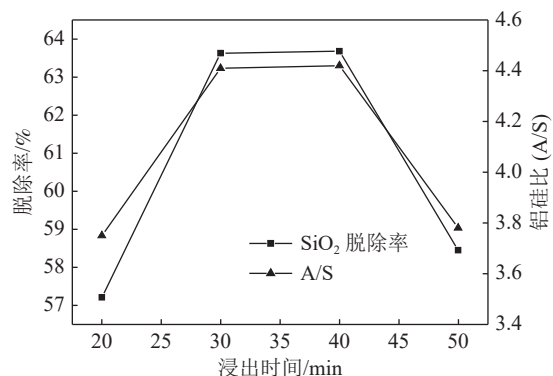


图3 浸出时间对焙砂一次碱浸脱硅的影响

Fig.3 Effect of leaching time on desilication of calcine by primary alkaline leaching

### 2.2.2 浸出温度对脱硅的影响

进行浸出温度条件实验, 实验固定条件: NaOH 浓度 140 g/L, 时间 30 min, 浸出液固比 16:1。实验结果见图 4。当浸出温度为 110 °C 时, 碱浸产物的铝硅比和  $\text{SiO}_2$  的脱除率较高, 因此选择浸出温度为 110 °C。

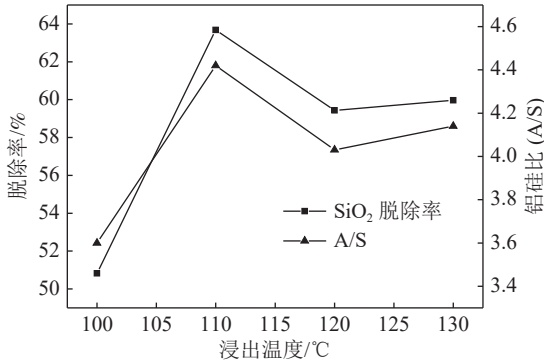


图4 浸出温度对焙砂一次碱浸脱硅的影响

Fig.4 Effect of leaching temperature on desilication of calcine by primary alkaline leaching

### 2.2.3 浸出剂 NaOH 浓度对脱硅的影响

进行浸出剂浓度条件实验，实验固定条件：浸出时间 30 min，浸出温度 110 °C，浸出液固比 16:1。实验结果见 图 5。随着浸出剂 NaOH 浓度从 110 g/L 增加到 150 g/L 时，碱浸产物的铝硅比和 SiO<sub>2</sub> 的脱除率先增高后降低,这是因为 NaOH 浓度较大时，会促进已生成的硅酸钠与溶液中的氯酸钠反应，生成析出水合铝硅酸钠<sup>[8]</sup>，导致 SiO<sub>2</sub> 的脱除率下降；并且 NaOH 浓度较大会增加溶液粘度从而影响扩散，降低反应速度。当浸出剂 NaOH 浓度为 140 g/L 时，两者均较高，因此选择浸出剂 NaOH 浓度 140 g/L。

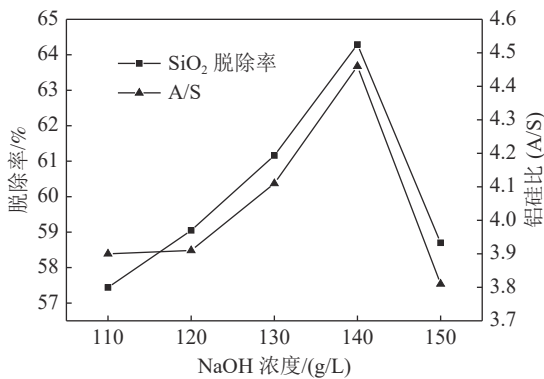


图5 浸出剂 NaOH 浓度对焙砂一次碱浸脱硅的影响

Fig.5 Effect of concentration of leaching agent NaOH on desilication of calcine by primary alkaline leaching

### 2.2.4 浸出液固比对脱硅的影响

进行浸出液固比条件实验，实验固定条件：浸出剂 NaOH 浓度 140 g/L，浸出温度 110 °C，浸出时间为 30 min，实验结果见 图 6。随着浸出液固比的增大，焙砂与 NaOH 接触机会增多，反应速率提高，碱浸产物的铝硅比 (A/S) 和 SiO<sub>2</sub> 的脱除率随之增加，当液固比为 16:1 之后，铝硅比 (A/S) 和 SiO<sub>2</sub> 的脱除率增高幅度逐渐变缓。因

液固比过高，会导致浸出和固液分离设备负荷增大，影响产能，且会降低脱硅液中 SiO<sub>2</sub> 的浓度，不利于脱硅液的再生利用。因此选择浸出液固比为 16:1。

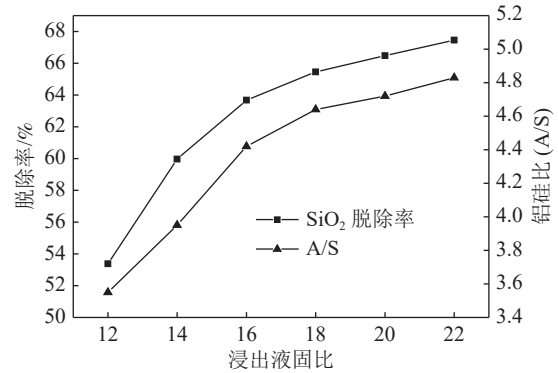


图6 浸出液固比对脱硅的影响

Fig.6 Effect of leaching liquid to solid ratio on desilication

综上所述，一次碱浸脱硅较佳条件工艺为：浸出剂 NaOH 浓度为 140 g/L，浸出温度为 110 °C，浸出时间为 30 min，浸出液固比 16:1。该条件下制备得到的浸出产物成分见表 3。Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量从 46.4% 提高到 63.61%，SiO<sub>2</sub> 从 26.94% 降低到 15.47%，铝硅比 (A/S) 从 1.72 提高到 4.11，TiO<sub>2</sub> 在浸出产物中得到进一步富集。

表3 焙砂一次碱浸脱硅产物成分/%

Table 3 Composition of desilication products from primary alkaline leaching of calcine

Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	CaO	Fe	S	TREO*	Sc <sub>2</sub> O <sub>3</sub> *	Ga*	Nb*
63.61	15.47	7.40	1.08	1.66	0.10	1420	61	87.9	251

\*单位为 g/t。

### 2.3 二次碱浸脱硅实验

为了进一步提高铝硅比达到满足生成需要的铝精矿，需要对一次碱浸渣再次进行碱浸实验。二次碱浸脱硅工艺条件为：浸出剂 NaOH 浓度为 140 g/L、浸出液固比 10、浸出时间为 30 min、浸出温度 105 °C。该条件下制备得到的浸出产物和浸出液成分见表 4。

表4 二次碱浸脱硅产物主要化学成分/%

Table 4 Main chemical composition of secondary alkaline leaching desilication products

Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	CaO	Fe	S	TREO*	Sc <sub>2</sub> O <sub>3</sub> *	Ga*	Nb*
68.37	13.39	8.21	1.22	1.85	0.05	1572	66	96	279

\*单位为 g/t。

从表中可知，通过二次碱浸，浸出产物中 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量进一步得到提高，铝硅比 (A/S) 提高

到 5.11，实现了尾矿脱硅制备得到铝精矿的研究结果。浸出液和洗液中含有大量的 NaOH，可作为浸出剂循环利用。结合表 5 可知，二次脱硅溶液的 Sc、Nb、TREO 含量均小于 0.01 mg/L，Ga 含量约为 0.12 mg/L，Sc、TREO、Nb、Ga 几乎全留在铝精矿中，有利于在后续工艺中富集利用。

表 5 二次碱浸脱硅溶液及洗液的主要化学成分/(g/L)

	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	NaOH	Ga*	Sc*	Nb*	TREO*
浸出液	1.30	3.40	141.6	0.12	0.01	<0.01	0.01
洗液	0.51	1.45	51.20	0.065	0.01	<0.01	0.01

\*单位为 mg/L。

### 3 结 论

(1) 通过化学组成和物相分析得知，该硫铁矿尾矿中氧化铝含量较低，且含有含量较高的氧化硅存在于叶腊石、高岭石、绿泥石等铝硅矿物中。对该矿进行焙烧预处理，破坏其中的 SiO<sub>2</sub> 晶体结构，使其转化为非晶态 SiO<sub>2</sub>，以提高 NaOH 和 SiO<sub>2</sub> 的反应活性，增加 SiO<sub>2</sub> 脱除率，从而提高浸出产物的铝硅比。

(2) 通过活化焙烧-二次碱浸工艺可从硫铁矿尾矿中有效脱除 SiO<sub>2</sub>，增加 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量，得到铝硅比 (A/S) 大于 5 的铝精矿，满足生成提铝的工艺要求，技术指标良好。

(3) 二次碱浸后，TiO<sub>2</sub>、Sc、TREO、Nb、Ga 几乎全留在铝精矿中，有利于在后续工艺中富集利用。浸出液中的 NaOH 可作为浸出剂循环利用。

### 参考文献：

[1] 王庚亮. 硫铁矿在中国硫资源中的地位分析[J]. 化工矿产地质, 2018, 40(1):53-59.  
WANG G L. Analysis on pyrite's status in sulfur resource of China[J]. Geology of Chemical Minerals, 2018, 40(1):53-59.

[2] 李超, 刘述平, 唐湘萍. 某硫铁矿尾矿脱硅浸出液再生及硅酸钙的合成[J]. 有色金属 (冶炼部分), 2019(2):25-28.  
LI C, LIU S P, TANG X P. Regeneration of desilication leachate from pyrite tailings and synthesis of calcium silicate[J]. Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy), 2019(2):25-28.

[3] 刘敬勇, 赵永久. 硫铁矿资源开采利用过程中的环境污染问题及控制对策[J]. 中国矿业, 2007, 16(7):55-57.

LIU J Y, ZHAO Y J. Environmental pollution and countermeasures in pyrite resources exploration[J]. China Mining Magazine, 2007, 16(7):55-57.

[4] 何兵兵, 刘代俊, 王章露, 等. 硫铁矿尾矿的综合利用工艺研究[J]. 硫磷设计与粉体工程, 2012(6):12-22.

HE B B, LIU D J, WANG Z L, et al. Process study for comprehensive utilization of pyrite tailing[J]. Sulphur Phosphorus & Bulk Materials Handling Related Engineering, 2012(6):12-22.

[5] 李振宇. 西北某高硫铝土矿浮选脱硫实验研究[J]. 矿产综合利用, 2020(5):77-81.

LI Z Y. Study on the flotation desulfurization of high-sulfur bauxite in Northwest China[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(5):77-81.

[6] 刘佳因, 曹诗圆, 程颖, 等. 铝土矿中铝、铁、硅高附加值综合利用研究[J]. 矿产综合利用, 2019(4):87-90.

LIU J N, CAO S Y, CHENG Y, et al. Research on comprehensive utilization of aluminium, iron and silicon from bauxite[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(4):87-90.

[7] 王腾飞, 张金山, 李侠, 等. 碱法提取高铝粉煤灰中氧化铝的研究进展[J]. 矿产综合利用, 2019(1):16-21.

WANG T F, ZHANG J S, LI X, et al. Research progress of extracting alumina in alkali method from high- alumina coal fly ash[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(1):16-21.

[8] 魏存弟, 赵峰, 马鸿文, 等. 叶腊石加热相变及其演化特征[J]. 吉林大学学报 (地球科学版), 2005, 35(2):150-154.

WEI C D, ZHAO F, MA H W, et al. Heating phase transformation and evolutionary characteristics of pyrophyllite[J]. Journal of Jilin University:Earth Science Edition, 2005, 35(2):150-154.

[9] 罗琳, 刘永康, 何伯泉. 一水硬铝石-高岭石型铝土矿焙烧脱硅热力学机理研究[J]. 有色金属, 1999, 51(1):25-29.

LUO L, LIU Y K, HE B Q. Thermodynamic mechanism of roasting pre-desilication process of diasporic-kaolin type bauxite[J]. Nonferrous Metals, 1999, 51(1):25-29.

[10] 姜涛, 李光辉, 范晓慧, 等. 一水硬铝石型铝土矿焙烧碱浸脱硅新工艺 (I)[J]. 中国有色金属学报, 2000, 10(4):534-538.  
JIANG T, LI G H, FAN X H, et al. Desilication from diasporic bauxite by roasting-alkali leaching process ( I )[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2000, 10(4):534-538.

[11] 李光辉, 姜涛, 范晓慧, 等. 一水硬铝石型铝土矿焙烧碱浸脱硅新工艺 (III)[J]. 中国有色金属学报, 2000, 10(6):899-904.  
LI G H, JIANG T, FAN X H, et al. Technology of desilication from diasporic bauxite by roasting-alkali leaching process (III)[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2000, 10(6):899-904.

[12] 李光辉, 姜涛, 范晓慧, 等. 伊利石中硅的热化学活化与脱除[J]. 金属矿山, 2004(7):18-22.  
LI G H, JIANG T, FAN X H, et al. Thermochemical activation of silicon in illite and its removal[J]. Metal Mine, 2004(7):18-22.

(下转第 143 页)

CHEN S Y, LIU S Q, CHEN Z H. Present situation and outlook of barite flotation and purification in China[J]. *Conservation and Utilization of Mineral Resources*, 2020, 40(6):33-40.  
[8] 王珏. 重晶石与重晶石矿中含钙含硅矿物浮选行为研究[D]. 贵阳: 贵州大学, 2019.  
WANG J. The calcium-siliceous minerals in barite and barite

ores Study on flotation behavior [D]. Guiyang: Guizhou University, 2019.  
[9] 惠博, 邓伟, 王越. 贵州老文溪重晶石矿工艺矿物学[J]. *矿产综合利用*, 2019(4):91-3.  
HUI B, DENG W, WANG Y. Process mineralogy research on Laowenxi barite ore in Guizhou Province[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2019(4):91-3.

## A Barite Ore Beneficiation Test in Guizhou

Xu Yanbo, Deng Wei, Yang Yaohui

(Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Technology Innovation Center for Comprehensive Utilization of Strategic Minerals Resources, Ministry of Natural Resources, Chengdu, Sichuan, China)

**Abstract:** This is an essay in the field of mineral processing engineering. Barite is an important non-metallic mineral with the characteristics of large proportion, non-toxic, non-magnetic, easy to absorb rays, etc. It is mainly used for oil and gas drilling mud weighting agent, preparation of barium-containing chemical products and barium alloys. China is a major exporter of barite. This paper conducts beneficiation test research on low-grade barite ore from Guizhou, China. After the closed-circuit test of “one roughing, one scavenging and two cleaning”, sodium carbonate as regulator, water glass as inhibitor and sodium dodecyl sulfate as collector, a barite concentrate with a  $\text{BaSO}_4$  grade of 90.38% and a recovery of 91.78% has been obtained. The test technical indicators are good, and the concentrate meets the requirements of the first grade chemical barite. The research results can provide important technical support and reference for the development and utilization of barite resources.

**Keywords:** Mineral processing engineering; Barite; Flotation; Technological process

////////////////////////////////////  
(上接第 137 页)

## Aluminum Concentrate Prepared by Activated Roasting-Secondary Alkaline Leaching Desilication of Pyrite Tailings

Feng Xueru, Liu Shuping, Li Chao

(Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Chengdu, Sichuan, China)

**Abstract:** This is an essay in the field of metallurgical engineering. Content of alumina in pyrite tailings in the southwest China is higher than 46%, and the alumina is of high recycling value. However,  $\text{SiO}_2$  with high content and stable crystal structure exists in aluminosilicate minerals in tailings, resulting in a low aluminosilicate ratio of  $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$  (A/S) of tailings, which is only 1.72. To realize the separation of aluminum and silicon, and obtain aluminum concentrate for recycling of the tailings, the  $\text{SiO}_2$  with stable structure is transformed into amorphous  $\text{SiO}_2$  by activated roasting. And then the calcine is leached twice with NaOH solution for desilication to obtain the aluminum concentrate. The results show that under the optimum conditions of roasting time of 35 min, roasting temperature of 1140 °C, the concentration of NaOH 140 g/L in primary alkaline leaching, leaching temperature of 110 °C, leaching time of 30 min, the ratio of liquid to solid 16, the aluminum-silicon ratio (A/S) increases to 4.11. Under the optimum conditions of NaOH concentration 140 g/L in secondary alkaline leaching, leaching temperature 105 °C, leaching time 30 min, and leaching liquid to solid ratio 10, the aluminum-silicon ratio (A/S) of 5.11 is obtained, which lays a good foundation for comprehensive utilization of the tailings.

**Keywords:** Metallurgical engineering; Pyrite tailings; Aluminum concentrate; Activation roasting; Desilication