doi:10.3969/j.issn.1671-9492.2024.02.010

马达加斯加某三水铝土矿磨矿浮选脱硅工艺试验研究

任爱军[1,2],崔 强[1,2],朱阳戈[1,2],郑桂兵[1,2]

(1.矿冶科技集团有限公司,北京 100160;
2.矿物加工科学与技术国家重点实验室,北京 102628)

摘 要:铝土矿试验矿样来自马达加斯加 Sofia 地区,Al_2O_3 含量为 32.06%,SiO_2 含量为 34.06%。矿石中含铝矿物主要为三水铝石;含硅矿物主要为石英,其次为高岭石。三水铝石以微晶聚合体形式存在,微细粒的其他矿物以包体形式嵌布在其中,矿样粒级越细聚合体中杂质矿物含量越高。矿样中-0.028 mm 粒级产率约占 30%,高杂质含量的三水铝石聚合体占比超过 95%,反浮选或正浮选几乎没有脱硅效果。石英的嵌布粒度集中于 0.1~0.8 mm,原矿矿样常规破碎磨矿产品中 SiO_2 在 0.074 mm 以上粗粒级富集,富含石英矿物的矿粒过粗,采用反浮选无法脱除。研究提出了便于工业化实施的脱泥、分级、分别磨矿合并反浮选工艺流程,未破碎原矿矿样用 2 mm 的筛子筛分,+2 mm 粒级矿样单独破碎磨矿,-2 mm 粒级矿样脱泥、沉砂单独磨矿,两种磨矿产品合并进入反浮选脱硅,获得铝硅比大于 10、Al_2O_3 回收率大于 40%的精矿。

关键词:铝土矿;三水铝石;磨矿;浮选;脱硅

中图分类号:TD952;TD923 **文献标志码**:A **文章编号**:1671-9492(2024)02-0062-08

Study on Grinding and Desilication Flotation Process of a Gibbsite Bauxite Ore in Madagascar

REN Aijun[1,2], CUI Qiang[1,2], ZHU Yangge[1,2], ZHENG Guibing[1,2]

(1. BGRIMM Technology Group, Beijing 100160, China;
2. State Key Laboratory of Mineral Processing, Beijing 102628, China)

Abstract: The test bauxite sample was from Sofia area of Madagascar, with a Al_2O_3 content of 32.06% and a SiO_2 content of 34.06%. The aluminum bearing minerals in the ore are mainly gibbsite, and the silica bearing minerals are mainly quartz, followed by kaolinite. Gibbsite exists in the form of microcrystalline aggregates, and other fine grained minerals are embedded in it in the form of xenolith. The finer the particle size of the raw ore sample, the higher the content of impurity minerals in the aggregates. -0.028 mm particle size fraction of raw ore with a yield of about 30%, in which the gibbsite aggregates with lots of impurity mineral accounts for more than 95%, having little desilication effect in reverse flotation or positive flotation. The embedded granularity of quartz is concentrated in the size range 0.1~0.8 mm. SiO_2 in the conventional crushing and grinding products of raw ore is enriched in the coarse particle size of above 0.074 mm. The ore particles which mainly contain quartz minerals are too coarse and cannot be removed by reverse flotation. A grinding and flotation process easy to industrialization has been put forward. The uncrushed raw ore is screened for 2 mm, the +2 mm particle size ore sample is crushed and ground separately, and the —2 mm particle size is deslimed and ground separately. The two grinding products are combined and fed into reverse flotation desilication, and a concentrate with A/S above 10 and Al_2O_3 recovery greater than 40% can be obtained.

Key words: bauxite; gibbsite; grinding; flotation; desilication

铝土矿是一种生产氧化铝的主要原料,其含铝矿物主要为一水氧化铝或三水氧化铝。三水铝石型和三水铝石—一水软铝石混合型铝土矿合计占世界总储量的 90%以上[1]。铝土矿的分子式可写为

收稿日期:2021-10-08
基金项目:国家重点研发计划项目(2022YFC2904402)
作者简介:任爱军(1977—),男,山西石楼人,博士,正高级工程师,主要从事选矿工艺及药剂方面的研究。

$Al_2O_3 \cdot nH_2O$,是以氢氧化铝为主要成分的复杂矿石,主要形成于外生风化和沉积作用,与褐铁矿、碳页岩、黏土矿物密切共生,含杂质较多。在碱法生产氧化铝工艺中,SiO_2 与铝酸钠反应生成不溶性的水合铝硅酸钠(生产中称为钠硅渣),导致 Al_2O_3 和 Na_2O 损失。在氧化铝管道溶出生产工艺中,钠硅渣是导致管道结疤的主要原因,不利于生产的正常进行[2-3]。因此,在碱法生产氧化铝过程中,SiO_2 是最为有害的杂质之一。

采用选矿方法预先脱除矿石中的含硅矿物,获得高铝硅比精矿作为拜耳法生产氧化铝的原料,是目前开发各种中低品位铝土矿采用的技术方案[4]。我国铝土矿资源以一水硬铝石型为主,采用正浮选脱硅的工艺已成熟应用于工业生产,中州铝土矿 A/S 从 6 提高至 11 以上,精矿 Al_2O_3 回收率最高达 91%[5];采用反浮选脱硅机理研究较多[6-7],完成了工业试验,河南铝土矿综合样 A/S 从 5.88 提高至 10.10,精矿 Al_2O_3 回收率 82.41%[8];针对高硫铝土矿,开展了同步脱硫脱硅研究[9]。针对三水铝石型铝土矿选矿脱硅工艺,主要以一水硬铝石型铝土矿选矿工艺为基础进行开发研究[10-11]。印尼三水铝土矿原矿铝硅比 8.67,采用正浮选工艺,氧化石蜡皂和塔尔油的混合物作为捕收剂,精矿铝硅比达到 11.18,Al_2O_3 回收率为 63.49%[12]。斐济三水铝土矿原矿铝硅比 2.08,洗矿得到铝硅比 5.69 的粗精矿,采用 ZYY 为捕收剂的正浮选工艺,精矿铝硅比提高至 9.06[13]。国外某低品位红土型铝土矿三水铝石含量为 52.10%、高岭石含量为 23.30%,采用选择性磨矿—分级—正浮选综合工艺流程,精矿三水铝石含量提高至 68.64%,有效铝的回收率为 92.40%[14]。本论文针对马达加斯加某三水铝石型铝土矿开展选矿脱硅工艺研究,考察了洗矿、破碎磨矿方式、正浮选和反浮选工艺等对该铝土矿脱硅效果的影响。

1　矿石性质

试验矿样来自马达加斯加,原矿主要化学成分分析结果见表 1,原矿 XRD 谱图见图 1,主要矿物组成见表 2。

表 1　矿石主要化学成分分析结果

Table 1　Results of main chemical components analysis of the ore　/%

化学成分	Al_2O_3	SiO_2	Fe	Ti	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	烧失
含量	32.06	34.06	9.17	1.49	0.06	0.06	0.04	0.41	17.10

表 2　矿石的主要矿物组成

Table 2　Main mineral composition of the ore　/%

矿物名称	三水铝石	一水软铝石	褐铁矿	钛铁矿	钛磁铁矿	金红石
含量	45.07	0.90	13.49	2.01	1.08	0.40
矿物名称	石英	高岭石	钠长石	钾长石	绿泥石	方解石
含量	24.80	7.83	3.47	0.24	0.19	0.15

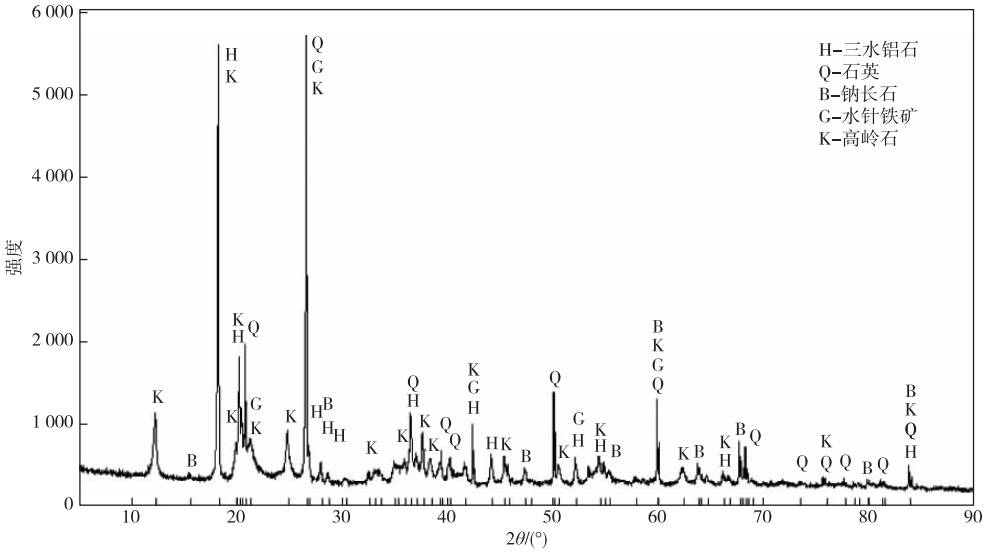

图 1　矿石 XRD 衍射图谱

Fig. 1　XRD pattern of the ore

矿石中 Al_2O_3 含量为 32.06%，SiO_2 含量为 34.06%。含铝矿物主要为三水铝石和少量一水软铝石；含硅矿物主要为石英、高岭石、钠长石等铝硅酸盐；其他矿物主要还有褐铁矿、钛铁矿等。三水铝石绝大部分以微晶聚合体的形式存在，其晶粒的嵌布粒度极细，一般为 20～50 nm。三水铝石微晶聚合体的粒度集中于 0.02～0.2 mm，－5 μm 的其他杂质矿物以包体形式嵌布其中。对于未破碎原矿，粗粒级中含杂低的三水铝石占比较高(图 2a)；随着粒级变细，含杂低的三水铝石占比逐渐变小；尤其是－0.028 mm 粒级，含杂高的三水铝石占比超过 95%(图 2b)。

石英主要以粗粒状嵌布，其次以不规则状与三水铝石集合体紧密嵌布，嵌布粒度集中于 0.1～0.8 mm。高岭石主要以层状集合体的形式嵌布，其次以粒状、不规则状与三水铝石集合体等紧密嵌布，粒度集中于 0.05～0.2 mm。

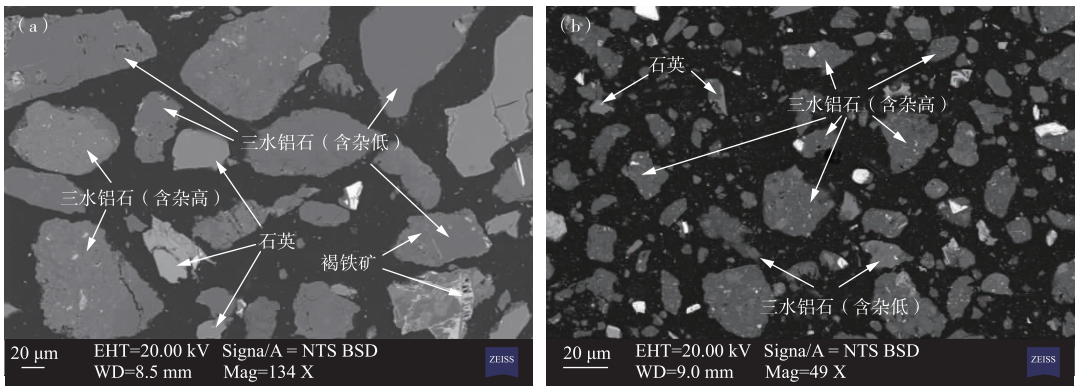

图 2 三水铝石的嵌布特征

Fig. 2 Distribution characteristics of diaspore

2 试验结果与讨论

2.1 原矿筛分试验

针对未破碎的原矿，开展水洗分级试验，试验结果列于表 3。表 3 结果表明，原矿石的粒级分布较广，+10 mm粒级的产率为 10.08%，－0.028 mm 粒级的产率为 27.02%。随着矿石粒度变细，矿石铝硅比先变小后升高。－2+0.5 mm 粒级的 SiO_2 品位大于 50%，表明石英矿物在此粒级有明显的富集。－0.038 mm 粒级产率大于 30%，且 Al_3O_2 品位大于 39%，高于原矿品位，表明三水铝石在细粒级富集，细粒级浮选选择性较差，不利于铝精矿 Al_2O_3 回收率的提高。

表 3 未破碎原矿水洗分级试验结果

Table 3 Results of washing classification tests of unbroken raw ore /%

粒级/mm	产率	品位		分布率	
		Al_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	SiO_2
+10	10.08	51.49	15.80	15.73	4.58
−10+5	4.64	44.13	23.84	6.21	3.18
−5+2	11.96	33.36	36.39	12.09	12.53
−2+1	11.58	22.61	52.75	7.93	17.58
−1+0.5	9.40	19.92	56.22	5.67	15.21
−0.5+0.1	15.11	20.11	46.37	9.21	20.17
−0.1+0.074	2.32	30.67	35.23	2.16	2.35
−0.074+0.038	4.25	34.82	20.94	4.48	2.56
−0.038+0.028	3.64	39.26	20.38	4.33	2.14
−0.028	27.02	39.31	25.33	32.19	19.70
合计	100.0	33.00	34.74	100.0	100.0

2.2 选矿工艺流程方案探索

原矿破碎至—2 mm，一段磨矿后分别开展正浮选和反浮选脱硅试验，试验流程见图 3、4，试验结果见表 4、5。正浮选脱硅采用阴离子捕收剂 BJ422，反浮选脱硅采用阳离子捕收剂十二胺。由表 4、5 结果可知，针对原矿常规破碎—2 mm 矿样，采用正浮选脱硅一次粗选五次精矿，精矿 A/S 仅为 3.96；采用反浮选脱硅一次粗选四次精选，精矿铝硅比为 5.39。采用反浮选工艺脱硅，产出精矿的 A/S 高于正浮选工艺脱硅精矿。原矿细粒级中含杂较高的三水铝石含量较高，采用正浮选脱硅工艺时，细粒级含杂高的三水铝石进入精矿，导致正浮选脱硅效果较差；同

时,采用反浮选脱硅工艺时,细粒级矿泥的存在,不利于阳离子捕收剂的浮选。未破碎原矿中,含硅矿物在—2+0.5 mm 粒级富集,采用常规破碎磨矿流程,磨矿产品中含硅矿物在+0.074 mm 粒级富集,反浮选难以脱除粗粒含硅矿物,影响反浮选脱硅效果。由于含硅矿物的硬度远高于三水铝石矿物,在相同的磨矿条件下,三水铝石在—0.028 mm 粒级富集,含硅矿物在+0.074 mm 粒级富集,不利于反浮选工艺脱硅。

为了解决粗粒含硅矿物难以磨细以及细泥对浮选影响的问题,设计了便于工业化实施的原矿粗细分级—粗粒级破碎磨矿—细粒级脱泥沉砂磨矿的破碎磨矿工艺流程,包括未破碎原矿经过 2 mm 筛分,+2 mm 粒级单独破碎磨矿,—2 mm 粒级洗矿脱泥,沉砂单独磨矿,两种磨矿产品作为反浮选脱硅的给矿,碎磨工艺流程见图 5。针对—2 mm 矿样,采用沉降虹吸法脱泥,配置矿浆浓度为 20%,沉降 5 min 时抽取上层细泥作为尾矿,共脱泥两次,细泥产率为 28.83%、Al_2O_3 品位 37.02%、SiO_2 品位 23.60%,Al_2O_3 损失率为 39.17%、SiO_2 脱除率为 18.81%。

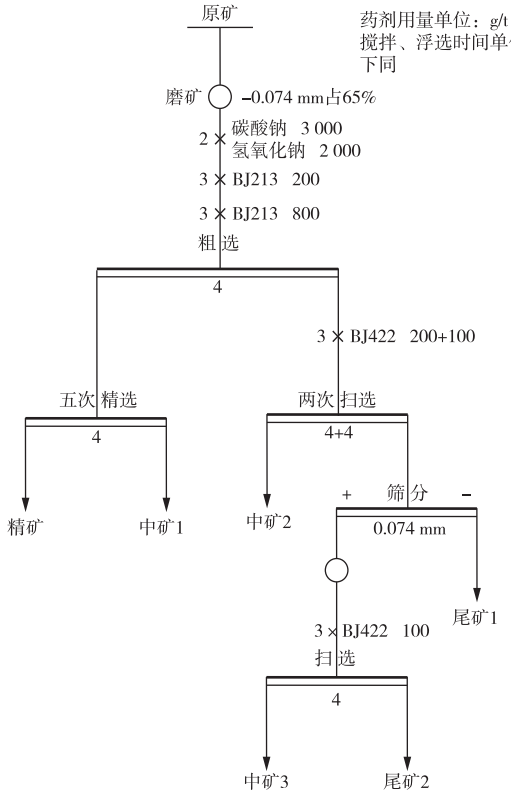

图 3　正浮选脱硅试验流程

Fig. 3　Flowsheet of direct flotation desilication tests

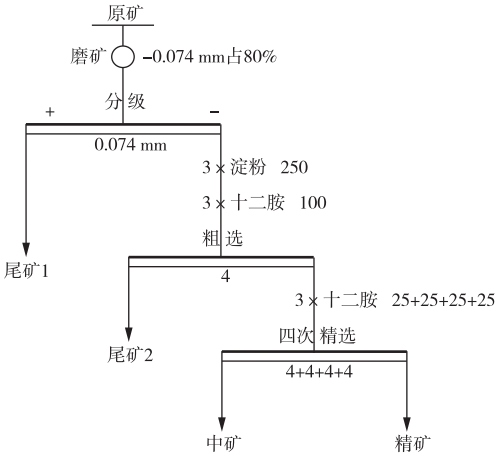

图 4　反浮选脱硅试验流程

Fig. 4　Flowsheet of reverse flotation desilication tests

表 4　正浮选脱硅试验结果

Table 4　Results of direct flotation desilication tests

产品名称	产率/%	品位/%		A/S	回收率/%	
		Al_2O_3	SiO_2		Al_2O_3	SiO_2
精矿	12.36	54.29	13.72	3.96	20.62	5.25
中矿 1	35.35	33.44	26.84	1.25	36.35	29.41
中矿 2	16.12	31.14	31.53	0.99	15.44	15.76
中矿 3	17.52	35.23	34.43	1.02	18.97	18.69
尾矿 2	10.27	5.36	70.08	0.08	1.69	22.30
尾矿 1	8.38	26.91	33.09	0.81	6.93	8.59
原矿	100.0	32.53	32.27	1.01	100.0	100.0

表 5　反浮选脱硅试验结果

Table 5　Results of reverse flotation desilication tests

产品名称	产率/%	品位/%		A/S	回收率/%	
		Al_2O_3	SiO_2		Al_2O_3	SiO_2
精矿	13.26	39.96	7.41	5.39	16.74	3.01
中矿	53.60	32.19	33.81	0.95	54.54	55.55
尾矿 2	19.10	29.87	36.31	0.82	18.04	21.27
尾矿 1	14.04	24.08	46.86	0.51	10.68	20.17
原矿	100.0	31.64	32.62	0.97	100.0	100.0

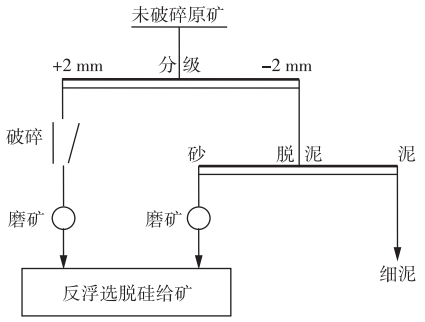

图 5 原矿粗细分级分别破碎磨矿工艺流程

Fig. 5 Crushing and grinding flowsheet of raw ore coarse and fine classification

2.3 磨矿细度试验

原矿+2 mm 粒级矿样和原矿-2 mm 矿样脱泥沉砂分别作为给矿,进行磨矿细度条件试验,考察磨矿细度对反浮选脱硅精矿 A/S 的影响。磨矿细度试验流程见图 6,试验结果见图 7。从图 7 可以看出,对于两种给矿,随着磨矿细度变细,精矿铝硅比逐渐升高、Al_2O_3 作业回收率逐渐降低。原矿+2 mm粒级矿样破碎至-2 mm 后磨矿细度达到-0.074 mm粒级占 85%时,经过一次粗选、四次精选反浮选脱硅,精矿 A/S 达到 13.57。原矿-2 mm 粒级矿样,脱泥沉砂磨矿细度达到-0.074 mm 粒级占 85%时,采用同样的反浮选脱硅流程,精矿 A/S 达到 12.45。在磨矿产品相同的磨矿细度条件下,两种给矿中,原矿+2 mm 粒级矿样需要的磨矿时间较长。两种给矿单独磨矿、单独反浮选脱硅均可获得铝硅比大于 10 的精矿。

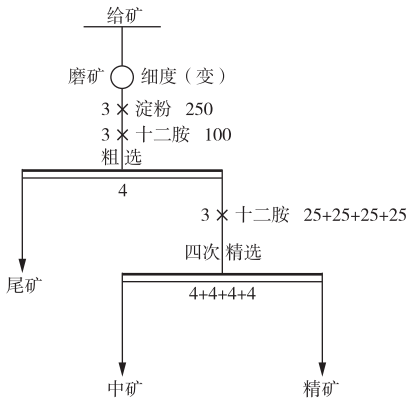

图 6 磨矿细度试验流程

Fig. 6 Flowsheet of grinding fineness tests

2.4 分别磨矿合并反浮选粗选药剂用量试验

根据未破碎原矿筛分粒级产率分布和沉降脱泥产率,确定原矿+2 mm 粒级矿样和原矿-2 mm 粒级矿样脱泥沉砂的配矿重量比例。两种矿样分别破碎、磨矿至细度为-0.074 mm 粒级占 85%,合并进行反浮选粗选药剂用量试验,试验流程见图 8。

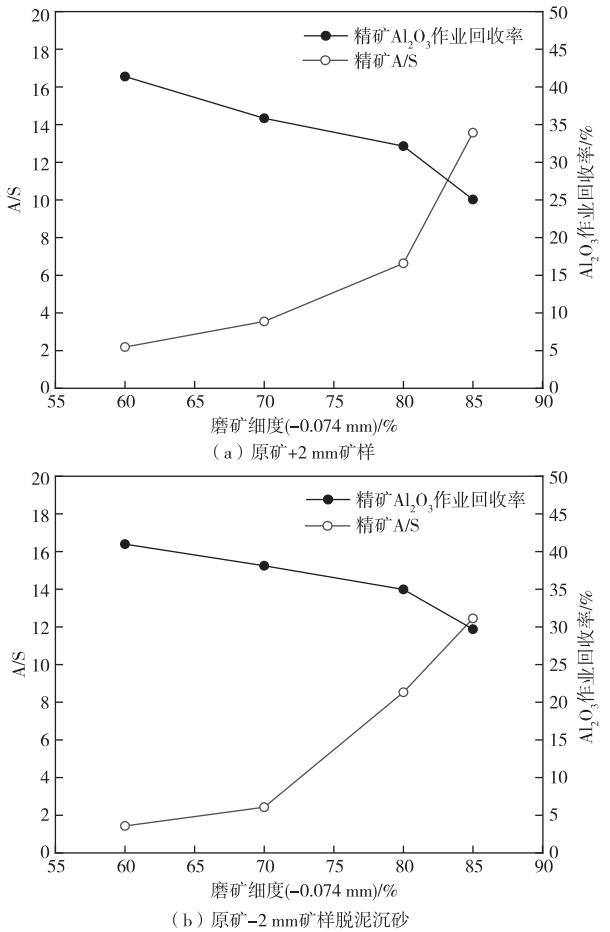

图 7 不同磨矿细度试验结果

Fig. 7 Results of grinding fineness tests

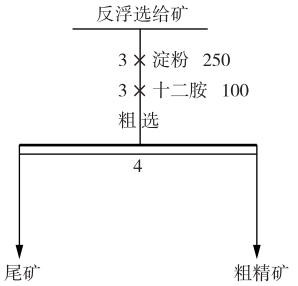

图 8 反浮选粗选药剂用量试验流程

Fig. 8 Results of roughing reagent dosage tests

2.4.1 淀粉用量试验

本文采用十二胺阳离子捕收剂,开展反浮选脱硅试验研究。利用脉石矿物表面的 Si—O^- 与捕收剂带正电荷的基团发生静电物理吸附,实现石英或硅酸盐矿物的上浮[15]。淀粉在选矿中主要用于抑制赤铁矿、一水硬铝石、黑云母、方解石以及萤石等[16],此处作为三水铝石抑制剂。在十二胺用量 100 g/t 的条件下,进行反浮选粗选抑制剂淀粉用量试验,反浮选脱硅淀粉用量对粗精矿指标的影响试验结果见图 9。由图 9 可知,随着淀粉用量从 50 g/t 增至 500 g/t,粗精矿 Al_2O_3 作业回收率升高、A/S 达到

4 左右;淀粉用量大于 250 g/t 后,粗精矿作业回收率约 60%,变化较小;因此确定粗选淀粉用量为250 g/t。

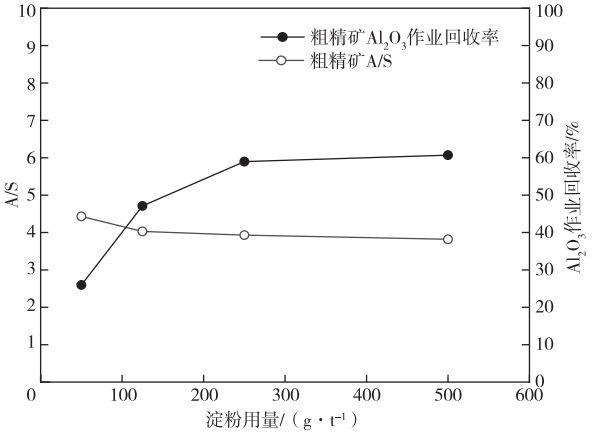

图 9　淀粉用量试验结果

Fig. 9　Results of starch dosage tests

2.4.2　十二胺用量试验

在淀粉用量 250 g/t 的条件下,进行反浮选粗选捕收剂十二胺用量试验,反浮选脱硅十二胺用量对粗精矿指标的影响结果见图 10。由图 10 可知,随着十二胺用量从 50 g/t 增至 125 g/t,粗精矿 Al_2O_3 作业回收率不断下降;十二胺用量增至100 g/t后,粗精矿 A/S 增幅较小、为 4 左右;因此确定粗选十二胺用量为 100 g/t。

图 9、10 结果表明,对于三水铝石型铝土矿,采用淀粉作为抑制剂和十二胺作为捕收剂的药剂制度,反浮选脱硅效果较理想。

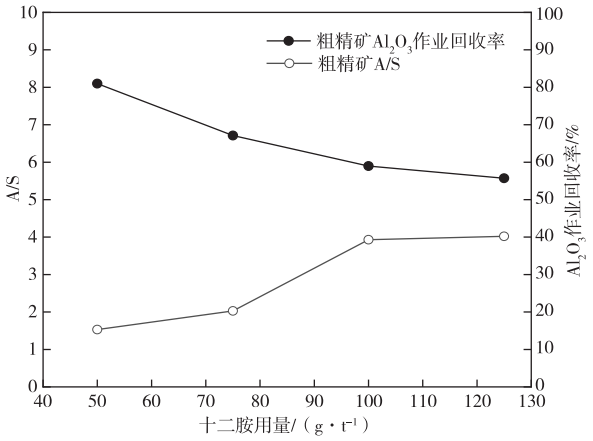

图 10　十二胺用量试验结果

Fig. 10　Results of dodecylamine dosage tests

2.5　分别磨矿合并反浮选闭路试验

在反浮选粗选药剂用量试验的基础上,开展了原矿分别磨矿合并反浮选的实验室小型闭路试验,试验流程见图 11,试验结果见表 6。由表 6 结果可知,对于 A/S 在 1 左右的三水铝石型铝土矿,原矿经过脱泥、分级、分别磨矿后采用如图 11 所示闭路流程进行反浮选,可获得 A/S 为 10.31 的铝精矿、Al_2O_3 回收率为 41.56%,铝精矿可作为优质的氧化铝生产原料。研究结果为低品位三水铝石型铝土矿资源的开发提供了一条技术可行的选矿脱硅工艺技术路线。

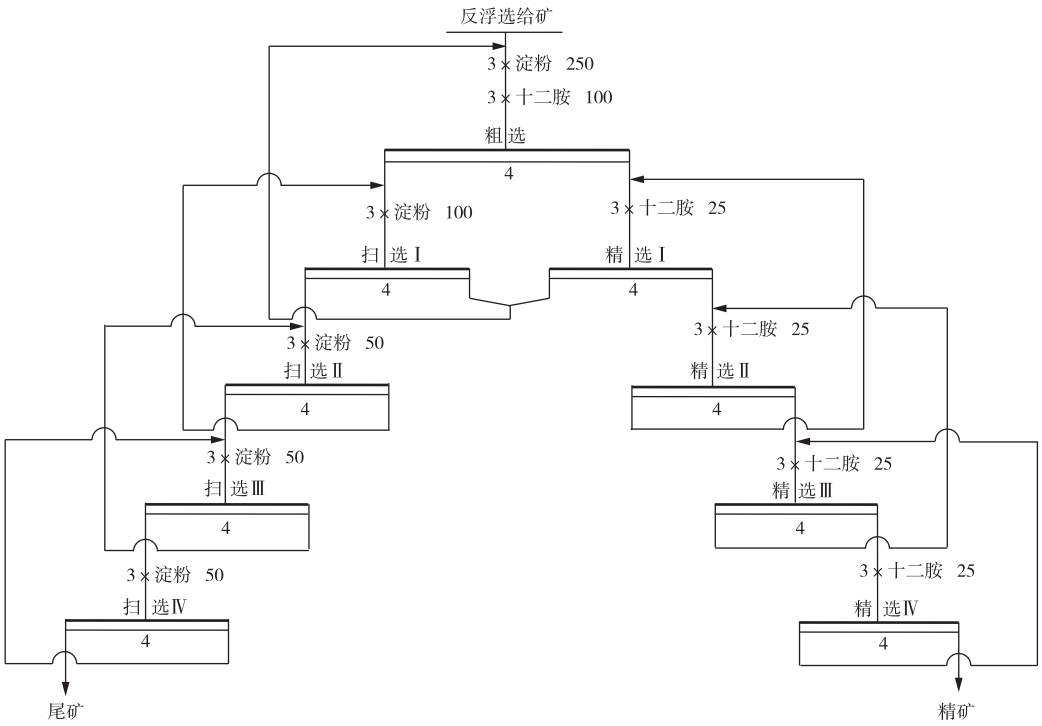

图 11　分别磨矿合并反浮选闭路试验流程

Fig. 11　Flowsheet of respective grinding and reverse flotation closed-circuit tests

表 6 原矿分级脱泥分别磨矿合并反浮选闭路试验结果

Table 6 Results of classified desliming, respective grinding and reverse flotation closed-circuit tests

产品名称	产率/%	品位/%		A/S	回收率/%	
		Al_2O_3	SiO_2		Al_2O_3	SiO_2
精矿	31.45	42.78	4.15	10.31	41.56	3.86
尾矿	39.72	20.75	64.63	0.32	25.46	75.99
细泥	28.83	37.02	23.60	1.57	32.98	20.15
原矿	100.0	32.37	33.78	0.96	100.0	100.0

3 结论

1)马达加斯加三水铝石型铝土矿中,Al_2O_3 含量为 32.06%,SiO_2 含量为 34.06%,铝硅比小于 1。矿石中矿物主要为三水铝石,其次为石英和褐铁矿(水针铁矿、铝针铁矿)、高岭石等。三水铝石绝大部分以微晶聚合体的形式存在,−5 μm 的其他杂质矿物以包体形式嵌布其中,原矿粒级越细,杂质矿物含量越高。

2)原矿矿样中矿泥含量大、且可选性差,含硅矿物粒度粗、且可磨性差;这两种矿石性质,导致三水铝石型铝土矿采用常规破碎、磨矿的矿样,采用正浮选或反浮选均无法有效脱除含硅矿物。

3)未破碎原矿经过 2 mm 筛分,+2 mm 粒级单独破碎磨矿,−2 mm 粒级洗矿脱泥得到细泥、沉砂单独磨矿,两种磨矿产品合并反浮选脱硅获得铝硅比大于 10 的铝精矿、Al_2O_3 回收率超过 40%,铝精矿可作为优质的氧化铝生产原料。

参考文献

[1] 刘中凡. 世界铝土矿资源综述[J]. 轻金属,2001(5):7-12.
LIU Zhongfan. Overview of world bauxite resource[J]. Light Metals,2001(5):7-12.

[2] 顾松青. 我国的铝土矿资源和高效低耗的氧化铝生产技术[J]. 中国有色金属学报,2004,14(1):91-97.
GU Songqing. Alumina production technology with high efficiency and low consumption from Chinese bauxite resource [J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2004,14(1):91-97.

[3] 刘水红,方启学. 铝土矿选矿脱硅技术研究现状述评[J]. 矿冶,2004,13(4):24-29.
LIU Shuihong, FANG Qixue. Commentary on present situation of research into bauxite desilication technology[J]. Mining and Metallurgy,2004,13(4):24-29.

[4] 韩跃新,柳晓,何发钰,等. 我国铝土矿资源及其选矿技术进展[J]. 矿产保护与利用,2019,39(4):151-158.
HAN Yuexin, LIU Xiao, HE Fayu, et al. Current situation of bauxite resource and its beneficiation technology in China[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources,2019,39(4):151-158.

[5] 刘家瑞,刘祥民. 应用选矿-拜耳法工艺处理一水硬铝石型中低品位铝土矿生产氧化铝的工业实践[J]. 轻金属,2005(4):11-14.
LIU Jiarui, LIU Xiangmin. Application of treating middle and low grade bauxite by ore-dressing Bayer process in alumina production [J]. Light Metals, 2005(4):11-14.

[6] 刘水红,郑桂兵,任爱军,等. 一水硬铝石和含铝硅酸盐矿物在不同调整剂作用下的浮选行为研究[J]. 有色金属(选矿部分),2008(1):41-44.
LIU Shuihong, ZHENG Guibing, REN Aijun, et al. Research on flotation deeds of diaspore and aluminosilicate by using different depressant [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2008(1):41-44.

[7] 李海普,胡岳华,蒋玉仁,等. 变性淀粉在铝硅矿物浮选分离中的作用机理[J]. 中国有色金属学报,2001,11(4):697-701.
LI Haipu, HU Yuehua, JIANG Yuren, et al. Interaction mechanism between modified starches and aluminum-silicate minerals[J]. The Chinese Journal Nonferrous Metals,2001,11(4):697-701.

[8] 孙传尧. 选矿工程师手册:第四册[M]. 北京:冶金工业出版社,2015.
SUN Chuanyao. Handbook of beneficiation engineers: Volume Ⅳ[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2015.

[9] 马智敏,吴国亮,陈兴华,等. 低品位高硫铝土矿浮选脱硫磨矿工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分),2017(2):38-40,45.
MA Zhimin, WU Guoliang, CHEN Xinghua, et al. Experimental research on flotation desulfurization grinding craft of low grade of high sulfur bauxite[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2017(2):38-40,45.

[10] 刘俊星. 低品位三水铝石型铝土矿选矿试验研究[J]. 中国矿山工程,2011,40(2):12-16.
LIU Junxing. Mineral separation test study of gibbsite bauxite ore with low grade[J]. China Mine Engineering, 2011,40(2):12-16.

[11] 周凯.三水铝石型铝土矿脱硅试验研究[J].有色金属(选矿部分),2011(2):19-21.
ZHOU Kai. Experimental study on desilication of gibbsite deposits [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2011(2):19-21.

[12] 杨小生,李艳军,韩跃新,等.浮选方法提高三水铝石铝硅比的研究[J].金属矿山,2006,35(5):14-17.
YANG Xiaosheng, LI Yanjun, HAN Yuexin, et al. Investigation of raising silicon to aluminum ratio of gibbsite by flotation[J]. Metal Mine,2006,35(5):14-17.

[13] 陈志友,李旺兴,陈湘清,等.三水铝石型铝土矿的浮选脱硅试验研究[J].轻金属,2008(7):7-10.
CHEN Zhiyou, LI Wangxing, CHEN Xiangqing, et al. Study on the reducing silicon of gibbsite by flotation[J]. Light Metals,2008(7):7-10.

[14] 余新阳,魏新安,曾安.某低品位红土型铝土矿脱硅提纯选矿试验研究[J].非金属矿,2015,38(1):48-51.
YU Xinyang, WEI Xin′an, ZENG An. Research on the desilication from a lateritic bauxite[J]. Non-Metallic Mines,2015,38(1):48-51.

[15] 肖婉琴,朱阳戈,胡晓星,等.某高铝高硅难选铁矿选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分),2022(1):109-114.
XIAO Wanqin, ZHU Yangge, HU Xiaoxing, et al. Experimental study on refractory iron ore of high alumina and high silicon in Indonesia[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section),2022(1):109-114.

[16] 任爱军,孙传尧,朱阳戈.磷酸酯淀粉在赤铁矿阳离子反浮选脱硅中的抑制作用及 QCM-D 吸附研究[J].有色金属(选矿部分),2019(4):99-104.
REN Aijun, SUN Chuanyao, ZHU Yangge. Depression and QCM-D adsorption study of phosphate ester starch in the reverse flotation of quartz from hematite with cationic collector [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2019(4):99-104.

(本文编辑　刘水红)