doi: 10.3969/j.issn.1005-7854.2026.02.007
引用格式：文渊荣，庄故章，武丹宇. 沉积型高硫铝土矿分步浮选脱硫脱硅工艺研究[J]. 矿冶，2026，35(2)：222-228，239.
WEN Yuanrong, ZHUANG Guzhang, WU Danyu. Stepwise flotation desulfurization and desilication process for sedimentary high-sulfur bauxite[J]. Mining and Metallurgy, 2026, 35(2): 222-228, 239.

沉积型高硫铝土矿分步浮选脱硫脱硅工艺研究

文渊荣 庄故章 武丹宇
（昆明理工大学 国土资源工程学院，昆明 650093）

摘 要：我国铝土矿资源丰富，但沉积型高硫铝土矿因硫、硅杂质含量高而难以直接用于氧化铝生产。本文以贵州某地沉积型高硫铝土矿为研究对象，在工艺矿物学分析的基础上，开展分步脱硫脱硅浮选工艺研究。矿石多元素分析表明，主要化学成分为Al_2O_3 58.55%、SiO_2 14.95%、S 3.02%，铝硅比（A/S）为3.92；主要矿物为一水硬铝石、黄铁矿及少量三水铝石，并伴生斜硅石、二水石膏和无水石膏。试验确定磨矿细度为−0.074 mm含量占90%。脱硫浮选采用“一粗两精两扫”流程，在氯化铜用量400 g·t^{-1}、丁基黄药100 g·t^{-1}、松醇油20 g·t^{-1}的最佳药剂制度下，可获得硫品位39.51%、硫回收率89.36%的硫精矿，脱硫率达92.47%。脱硫后铝土矿经反浮选脱硅，采用“两粗一精两扫”流程，在淀粉用量300 g·t^{-1}、聚氧化乙烯100 g·t^{-1}、十二胺100 g·t^{-1}的条件下，最终获得产率66.76%、Al_2O_3品位65.96%、回收率75.21%、铝硅比6.06、硫含量0.33%的铝精矿。研究结果表明，采用分步脱硫脱硅浮选工艺可实现黄铁矿与氧化铝资源的高效分离与回收，为贵州同类沉积型高硫铝土矿的综合利用提供了技术参考。

关键词：沉积型高硫铝土矿；一水硬铝石；黄铁矿；分步浮选；脱硫；脱硅；铝硅比；药剂制度
中图分类号：TD952；TD923 **文献标志码：**A **文章编号：**1005-7854（2026）02-0222-08

Stepwise flotation desulfurization and desilication process for sedimentary high-sulfur bauxite

WEN Yuanrong ZHUANG Guzhang WU Danyu
(Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China)

Abstract: China is abundant in bauxite resources; however, sedimentary high-sulfur bauxite is difficult to be directly utilized for alumina production due to its high sulfur and silicon impurity contents. This paper focuses on a sedimentary high-sulfur bauxite sample from Guizhou Province. Based on process mineralogy analysis, a stepwise flotation process for desulfurization and desilication was investigated. Multi-element analysis shows that the main chemical compositions of the ore are Al_2O_3 58.55%, SiO_2 14.95%, and S 3.02%, with an alumina-silica ratio (A/S) of 3.92. The major minerals are diaspore and pyrite, along with minor gibbsite, and associated clinochlore, gypsum, and anhydrite. The optimal grinding fineness was determined as 90% passing −0.074 mm. Desulfurization flotation adopted a flowsheet of "one roughing, two cleaning, and two scavenging". Under the optimum reagent regime—copper chloride 400 g·t^{-1}, butyl xanthate 100 g·t^{-1}, and terpineol oil 20 g·t^{-1}—a sulfur concentrate with a sulfur grade of 39.51% and sulfur recovery of 89.36% was obtained, achieving a desulfurization rate of 92.47%. The desulfurized bauxite was subsequently subjected to reverse flotation desilication using a "two roughing, one cleaning, and two scavenging" flowsheet. With starch dosage of 300 g·t^{-1}, polyethylene oxide 100 g·t^{-1}, and dodecylamine 100 g·t^{-1}, an aluminum concentrate was finally produced, achieving a yield of 66.76%, an Al_2O_3 grade of 65.96%, an Al_2O_3 recovery of 75.21%, an A/S ratio of 6.06, and a sulfur content of 0.33%. The results demonstrate that the stepwise flotation

收稿日期：2025-03-26 **修回日期：**2025-04-21 **录用日期：**2025-04-21
第一作者：文渊荣，硕士研究生，主要研究方向为矿物加工工程。E-mail：951271321@qq.com
通信作者：庄故章，硕士，副教授；E-mail：2088324343@qq.com
©Mining and Metallurgy Editorial Department 2026. This is an open access article under the CC-BY-NC-ND 4.0 License.

desulfurization and desilication process can achieve efficient separation and recovery of pyrite and alumina resources, providing a technical reference for the comprehensive utilization of similar sedimentary high-sulfur bauxite resources in Guizhou.

Key words: sedimentary high-sulfur bauxite; diaspore; pyrite; stepwise flotation; desulfurization; desilication; alumina-silica ratio; reagent regime

我国铝土矿资源分布广泛，主要集中在山西、河南、贵州、广西等十余个省份[1]。山西、河南等地的矿床以岩溶型为主，矿石主要矿物为三水铝石，伴生少量一水软铝石、高岭石以及赤铁矿、针铁矿等氧化矿物，此类矿石具有高铁、低铝硅比的特点，常采用烧结法进行处理[2-4]。相比之下，贵州与广西地区则主要产出沉积型铝土矿，其主要矿物为一水硬铝石和一水软铝石，并含有少量三水铝石、石英、高岭石、黄铁矿及有机质[5]。这类矿石往往需要进行浮选脱硫处理，部分矿石还可对黄铁矿进行综合回收，其选冶工艺以浮选法和拜耳法为主[6]。

贵州铝土矿主要杂质元素为硫和硅[7]。矿石中的硫绝大多数以黄铁矿形式赋存，占总硫含量的99%以上[8]。在氧化铝生产过程中，硫化物会与铝矿物竞争碱液反应，造成碱耗增加，降低氧化铝回收率[9]。硅则主要来源于高岭石、云母等硅酸盐矿物，其在溶出过程中易生成硅钠渣，不仅增大碱耗，还会引起铝损失，从而抬高生产成本。因此，铝土矿选矿的核心目标在于脱硅、脱硫和降铁。针对不同地区、不同类型的铝土矿资源，适用的工艺流程存在显著差异[10,11]。当前，采用浮选预先脱除含硫矿物获得低硫铝土矿，进而进行脱硅浮选，是处理各类沉积型铝土矿的常用技术路线[12]。反浮选脱硅通常通过抑制剂使一水硬铝石等有用矿物亲水沉降，使脉石矿物疏水上浮，但该工艺对硅质矿石的适应性有限；絮凝剂则可通过改变矿物颗粒表面性质，促使细粒矿物聚团，改善沉降与过滤效果，从而提升脱硅效率[13]。十二胺作为阳离子捕收剂，能够与硅酸盐脉石表面的活性基团发生化学吸附，使其疏水上浮，与抑制剂等配合使用可进一步强化分选效果[14]。然而，一水硬铝石与石英、高岭石等脉石矿物的表面性质相近，分离难度较大，因此需要借助适宜的抑制剂或新型浮选药剂来增强矿物间的分选性[15]。针对上述问题，本文以贵州某地沉积型高硫铝土矿为研究对象，矿石Al_2O_3含量为58.55%，SiO_2含量为14.95%，硫含量为3.02%，铝硅比为3.92，主要矿物为一水硬铝石、黄铁矿及少量三水铝石，并含微量斜硅石、二水石膏和无水石膏。基于工艺矿物学研究，围绕该矿石高铝、高硫、高硅、低铝硅比的特点，开展系统的脱硫脱硅选矿试验。研究通过考察破碎磨矿、磨矿细度、药剂制度及浮选工艺流程，旨在强化有价矿物的富集与回收，有效提高铝硅比，为实现该类型铝土矿的资源化与提质利用提供技术支持。

1 试验部分

1.1 矿石性质

试验用矿石取自贵州某地沉积型高硫铝土矿。原矿多元素分析结果列于表1。由表1可知，矿石主要化学成分为Al_2O_3、SiO_2、Fe_2O_3、TiO_2和S，其中Al_2O_3含量为58.55%，SiO_2含量为14.95%，铝硅比（A/S）为3.92，硫含量为3.02%，属于典型的高硫高硅铝土矿，需经脱硫脱硅处理方可作为氧化铝生产原料。为进一步明确矿石的物相组成，采用X射线衍射仪对矿样进行定性分析，结果如图1所示。XRD图谱显示，矿石主要矿物为一水硬铝石、黄铁矿及少量三水铝石，并含有微量斜硅石、二水石膏和无水石膏。综合化学成分与矿物组成可知，该矿石为沉积型一水硬

表1 原矿的化学多元素分析结果

Table 1 Chemical multi-element analysis results of the raw ore /%

成分	Al_2O_3	SiO_2	S	C	Fe_2O_3	K_2O	Na_2O	CaO	灼减
含量	58.55	14.95	3.02	0.71	6.22	1.38	6.44	1.17	11.18

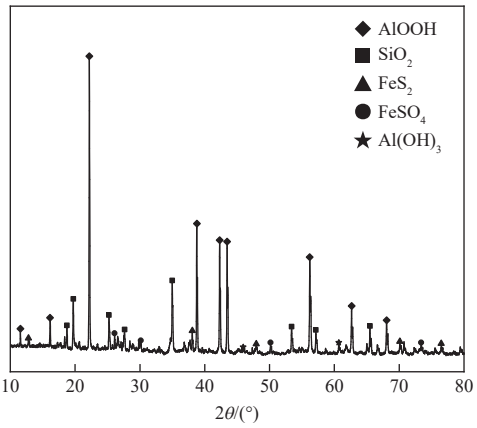


图1 原矿的XRD图谱

Fig. 1 XRD pattern of the raw ore

铝石类高硫高硅铝土矿，矿物组成复杂，属于有害成分SiO_2和S含量较高的低品质铝土矿，需通过浮选工艺降低硫、硅含量并提高铝硅比，以满足氧化铝生产对铝精矿的质量要求。

针对破碎后原矿，选取代表性样品进行筛分试验，以查明矿石的粒度组成及各粒级中铝、硅、硫的分布规律，结果如表2所示。表2数据显示，原矿粒度分布较宽，其中−1~+0.5 mm粒级产率最高，达29.25%，而−0.04 mm细粒级产率为17.72%。随粒度变细，SiO_2含量逐渐升高，铝硅比相应下降，−0.04 mm粒级SiO_2品位最高（17.42%），铝硅比最低（3.38）。此外，在大于−0.04 mm的粒级中，硫含量随粒度减小呈上升趋势，−0.074~+0.04 mm粒级硫含量最高，达6.78%；而−0.04 mm粒级硫含量最低，仅为1.51%。整体而言，各粒级Al_2O_3含量较为接近，但细粒级中杂质含量显著偏高。

表2 碎矿产品（−2 mm）的粒度分析结果

Table 2 Particle size analysis results of the crushed product (−2 mm)

粒度/mm	产率/%	品位/%			铝硅比	分布率/%		
		Al_2O_3	SiO_2	S		Al_2O_3	SiO_2	S
−2~1	6.34	58.31	14.51	2.41	4.02	6.31	6.15	5.06
−1~0.5	29.25	59.11	14.45	2.67	4.09	29.47	28.19	25.86
−0.5~0.3	12.39	59.27	14.14	2.92	4.19	12.54	11.72	11.97
−0.3~0.15	18.21	58.76	13.65	3.29	4.30	18.28	16.55	19.84
−0.15~0.074	9.85	57.14	14.95	4.41	3.82	9.61	9.85	14.38
−0.074~0.04	6.24	55.83	15.63	6.79	3.57	5.95	6.52	14.03
−0.04	17.72	58.94	17.66	1.51	3.34	17.84	20.93	8.86
合计	100.0	58.55	14.95	3.02	3.92	100.0	100.0	100.0

1.2 试验试剂与设备

试验用主要试剂包括丁基黄药、淀粉、十二胺、碳酸钠及聚氧化乙烯。主要设备为XMQ-240 × 90型锥形球磨机、XDF型1.5 L浮选机、DL-5C型真空过滤机、JA2003型电子精密天平、101A-4型恒温干燥箱以及符合GB 6003-1997标准的标准筛。

1.3 试验方案

磨矿试验在XMQ-240 × 90锥形球磨机中进行，每次投矿500 g，加水269 mL，磨矿浓度控制在65%。浮选试验采用XDF型浮选机，粗选与扫选在1.5 L槽中进行，精选在0.75 L槽中进行。试验流程主要包括磨矿、矿浆转移至浮选槽、启动浮选机、调整矿浆液面、按既定方案添加药剂、调浆、充气、刮泡、收集产品、矿浆称重、过滤、烘干、称重、制样及送检等步骤。

2 试验结果与讨论

2.1 脱硫浮选试验

2.1.1 磨矿细度试验

固定活化剂（氯化铜）用量为400 g·t^{-1}、起泡剂（松醇油）用量为20 g·t^{-1}、捕收剂为丁基黄药，通过改变磨矿细度，考察硫粗精矿中硫品位与回收率的变化，结果如图2所示。

由图2可知，随着磨矿细度的提高，硫粗精矿的硫回收率总体呈上升趋势。当−0.074 mm粒级占比从75%增至90%时，回收率提升较为显著；此后继续增加细度至95%时，回收率增幅趋缓，同时硫品位明显下降。其原因可能在于：磨矿过细会产生大量细颗粒，其表面积相对较小、质量轻，浮选过程中选择性降低；同时，细泥易覆盖在黄铁矿表面，阻碍捕收剂的有效吸附，并夹带铝硅酸盐矿物上浮，导致精矿产率升高、品位下降。综合考虑，当磨矿细度为−0.074 mm占90%时，粗精矿硫品位为22.14%、回收率为84.51%，指标较优，故后续试验确定磨矿细度为−0.074 mm占90%。

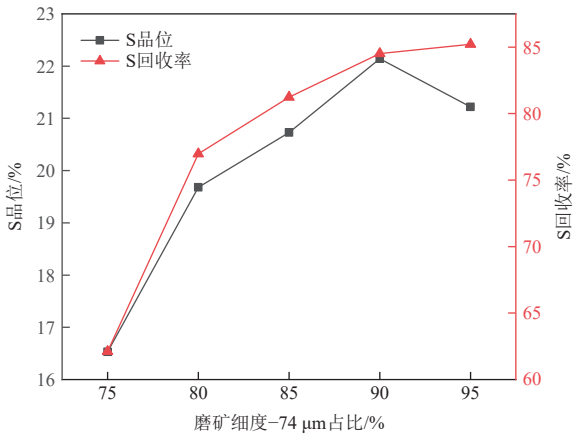


图2 磨矿细度对选矿指标的影响

Fig. 2 Effect of grinding fineness on beneficiation indicators

2.1.2 捕收剂（丁基黄药）用量试验

固定磨矿细度（−0.074 mm占90%）、活化剂氯化铜（400 g·t^{-1}）和起泡剂松醇油（20 g·t^{-1}），改变丁

基黄药用量，考察硫粗精矿硫品位及回收率的变化，结果如图3所示。

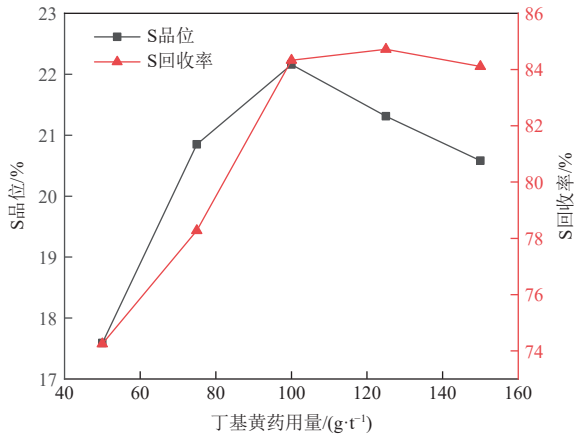


图3　丁基黄药用量对选矿指标的影响

Fig. 3　Effect of butyl xanthate dosage on beneficiation indicators

由图3可见，随着丁基黄药用量的增加，硫回收率先快速上升后逐渐趋于平稳，硫品位则呈现先升后降的趋势。当丁基黄药用量为100 g·t^{-1}时，硫粗精矿硫品位为22.13%、硫回收率为84.55%，此时品位与回收率兼顾效果最好，故确定100 g·t^{-1}为捕收剂最佳用量。

2.1.3　活化剂（氯化铜）用量试验

固定磨矿细度（−0.074 mm占90%）、捕收剂丁基黄药（100 g·t^{-1}）和起泡剂松醇油（20 g·t^{-1}），改变活化剂氯化铜用量，考察其对硫粗精矿指标的影响，结果如图4所示。

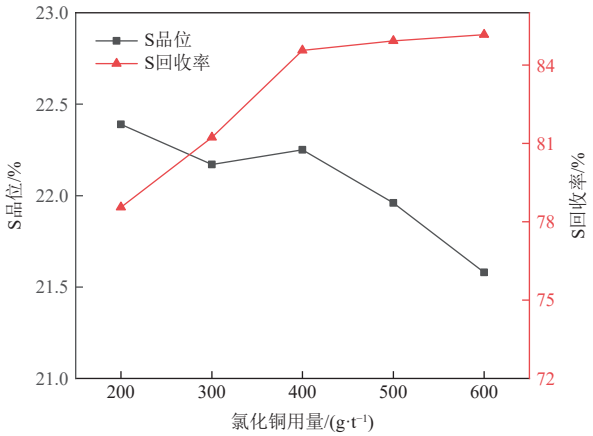


图4　氯化铜对选矿指标的影响

Fig. 4　Effect of copper chloride dosage on beneficiation indicators

由图4可知，氯化铜对黄铁矿表现出良好的活化效果。随着其用量的增加，硫粗精矿硫品位缓慢下降，而硫回收率逐步上升。当氯化铜用量为400 g·t^{-1}时，粗精矿硫品位为22.25%，对原矿硫回收率达到84.66%，指标较优。继续增加氯化铜用量，硫品位进一步下降，回收率提升幅度有限。因此，确定活化剂氯化铜的最佳用量为400 g·t^{-1}。

综合以上条件试验结果，原矿选硫的最佳工艺条件为：活化剂氯化铜用量400 g·t^{-1}、捕收剂丁基黄药用量100 g·t^{-1}、起泡剂松醇油用量20 g·t^{-1}。在此条件下进行浮选，可获得硫品位22.25%、硫回收率84.66%的硫粗精矿。

2.1.4　开路试验

在确定最佳药剂制度的条件下，开展脱硫开路浮选试验。试验采用磨矿细度−0.074 mm含量占90%，捕收剂为丁基黄药，起泡剂为松醇油，活化剂为氯化铜，按图5所示的“一粗两精两扫”工艺流程进行试验，结果见表3。

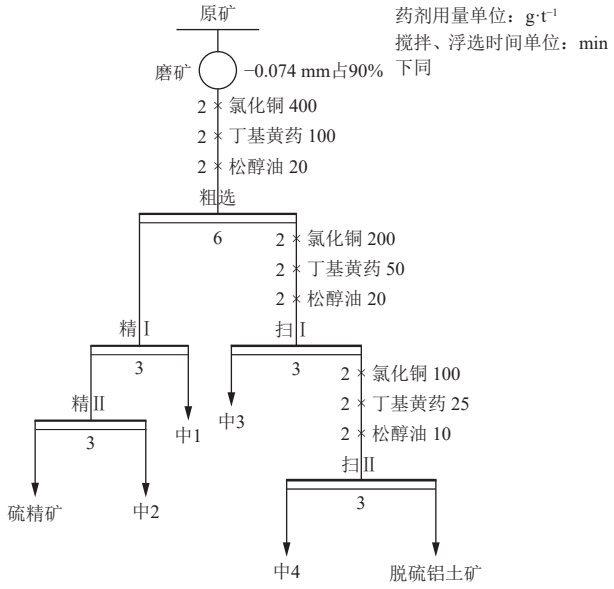


图5　浮选脱硫开路试验流程

Fig. 5　Flowsheet of open-circuit flotation desulfurization test

由表3可知，原矿经过一次粗选、两次精选和两次扫选，可获得产率5.29%、硫品位40.67%、硫回收率71.24%的硫精矿。开路流程整体脱硫率达92.47%，所得脱硫铝土矿中Al_2O_3回收率为89.44%，铝硅比（A/S）为4.25，硫含量降至0.27%，表明脱硫效果显著，为后续脱硅作业提供了合格的原料基础。

2.2　脱硫铝土矿脱硅试验

本研究以脱硫后铝土矿（铝硅比A/S=4.25，Al_2O_3品位61.23%）为原料，开展反浮选脱硅工艺研究。首先通过单因素条件试验确定脱硅的最佳药剂制度，获得高品质铝粗精矿，然后结合脱硫试验结果，

表3 浮选脱硫开路试验结果

Table 3 Results of open-circuit flotation desulfurization test

产品名称	产率/%	品位/%			铝硅比	回收率/%		S累计回收率/%
		Al_2O_3	SiO_2	S		Al_2O_3	S	
硫精矿	5.29	14.91	4.71	40.67	3.17	1.35	71.24	71.24
中1	3.07	58.11	15.81	2.15	3.68	3.05	2.19	73.43
中2	1.64	58.45	15.02	5.53	3.89	1.64	3.00	76.43
中3	3.95	38.32	10.29	10.28	3.72	2.59	13.45	89.88
中4	1.40	54.39	13.71	5.59	3.97	1.30	2.59	92.47
脱硫铝土矿	84.65	61.86	14.57	0.27	4.25	89.44	7.53	100.0
原矿	100.0	58.55	14.95	3.02	3.92	100.0	100.0	

开展脱硫—脱硅联合闭路浮选试验。

2.2.1 聚氧化乙烯用量试验

为考察絮凝剂对脱硅效果的影响，固定淀粉用量300 g·t^{-1}、十二胺用量100 g·t^{-1}，改变聚氧化乙烯用量进行试验，结果如图6所示。

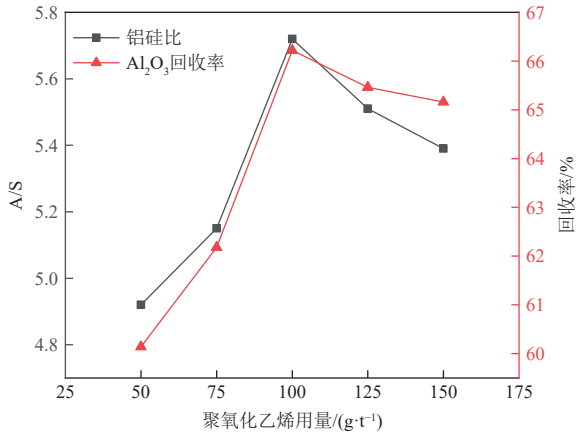


图6 聚氧化乙烯用量对选矿指标的影响

Fig. 6 Effect of polyethylene oxide dosage on beneficiation indicators

从图6可以看出，随聚氧化乙烯用量增加，铝粗精矿A/S与Al_2O_3回收率先升高后降低。当用量为100 g·t^{-1}时，两项指标均达到最高（A/S=5.92，Al_2O_3回收率66.22%），表明适量的聚氧化乙烯可增强十二胺对硅矿物的捕收选择性，并减少泡沫夹带。当用量增至150 g·t^{-1}后，指标明显下降，可能因过量絮凝剂增大矿浆黏度，干扰分选过程。故确定聚氧化乙烯最佳用量为100 g·t^{-1}。

2.2.2 淀粉用量试验

淀粉作为抑制剂，可通过吸附改变铝矿物表面性质，强化铝-硅分离。固定聚氧化乙烯100 g·t^{-1}、十二胺100 g·t^{-1}，改变淀粉用量进行试验，结果如图7所示。

从图7可以看出，随淀粉用量增加，铝粗精矿A/S逐步降低，Al_2O_3回收率相应升高。当淀粉用量从100 g·t^{-1}增至300 g·t^{-1}时，A/S由6.52降至5.69，

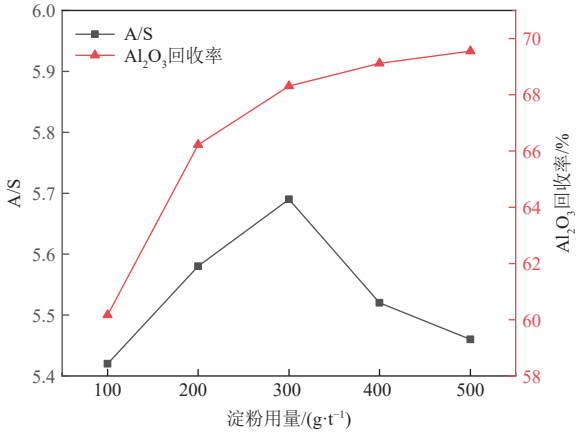


图7 淀粉用量对选矿指标的影响

Fig. 7 Effect of starch dosage on beneficiation indicators

Al_2O_3回收率由63.45%升至68.31%，说明淀粉能有效抑制铝矿物上浮，提高氧化铝回收率。继续增加淀粉用量，回收率上升幅度减缓，且可能因过度抑制影响A/S提升。综合考虑，确定淀粉最佳用量为300 g·t^{-1}。

2.2.3 十二胺用量试验

固定淀粉300 g·t^{-1}、聚氧化乙烯100 g·t^{-1}，改变捕收剂十二胺用量进行试验，结果如图8所示。

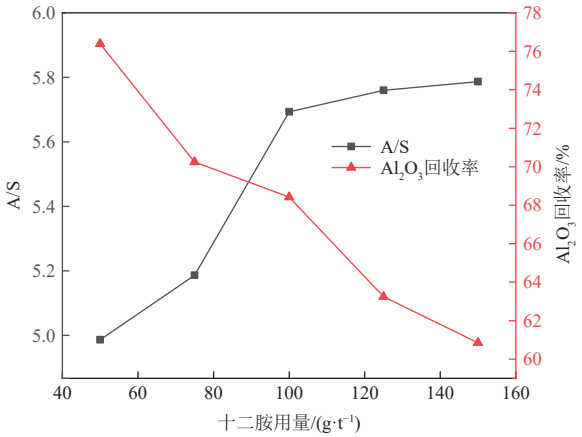


图8 十二胺用量对选矿指标的影响

Fig. 8 Effect of dodecylamine dosage on beneficiation indicators

从图8可以看出，随十二胺用量增加，铝粗精矿A/S逐步上升，Al_2O_3回收率相应下降。当十二胺用量达到100 g·t^{-1}后，A/S提升趋缓。在用量为100 g·t^{-1}时，铝粗精矿A/S为5.88，Al_2O_3回收率66.58%，综合指标最优，表明该用量下十二胺能有效捕收硅矿物，同时减少铝矿物损失。

上述结果表明，采用淀粉为抑制剂、聚氧化乙烯为调整剂、十二胺为捕收剂的反浮选工艺，对该类沉积型高硫铝土矿具有较好的脱硅效果。在此基础上，开展脱硫-脱硅联合闭路试验，流程如图9所示，结果见表4。

由表4可知，闭路试验最终可获得硫精矿产率6.83%，硫品位39.51%，硫回收率89.36%；铝精矿Al_2O_3品位65.96%，Al_2O_3回收率75.21%，硫含量

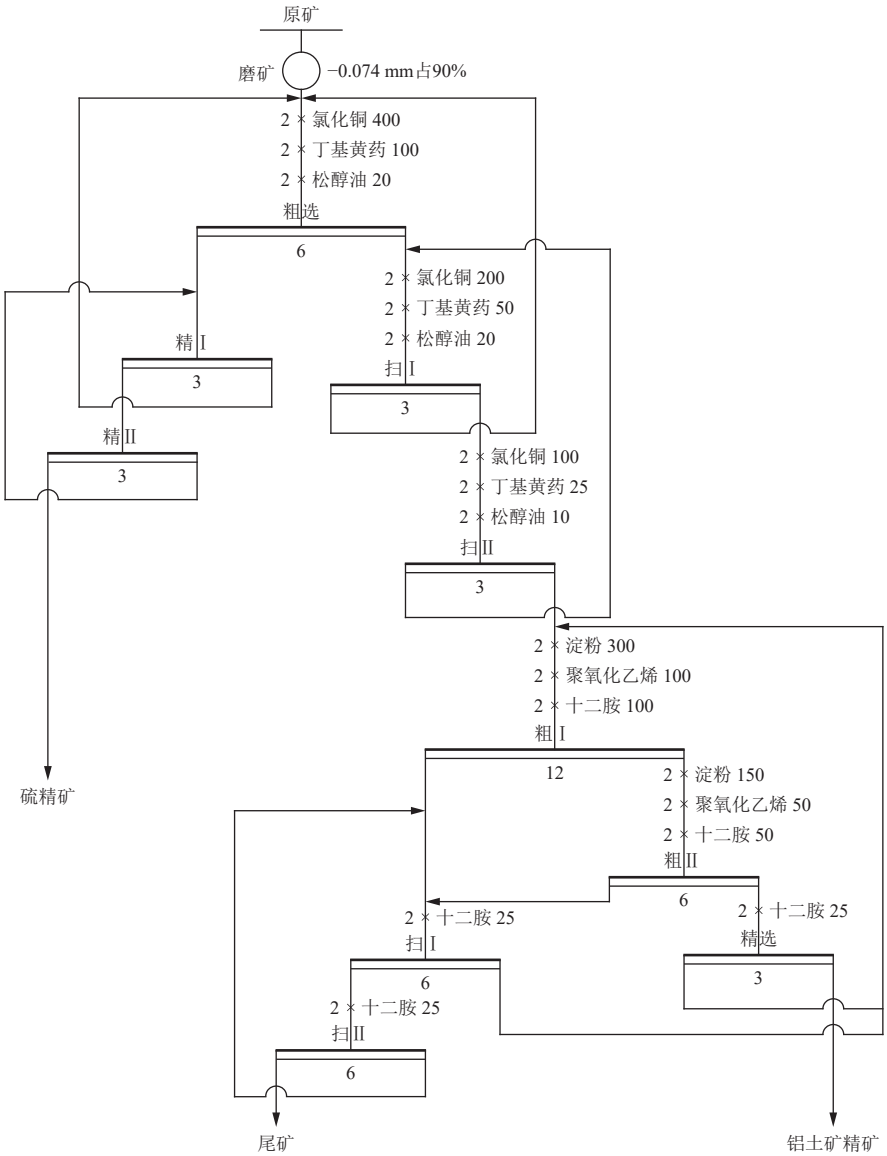


图9　闭路试验流程

Fig. 9　Flowsheet of closed-circuit test

表4　闭路试验结果

Table 4　Results of closed-circuit test

产品名称	产率/%	品位/%			铝硅比	回收率/%	
		Al_2O_3	SiO_2	S		Al_2O_3	S
硫土矿精矿	6.83	29.73	10.28	39.51	2.89	3.47	89.36
铝精矿	66.76	65.96	10.89	0.33	6.06	75.21	7.23
尾矿	26.41	47.11	23.91	0.39	1.97	21.32	3.41
原矿	100.0	58.55	14.95	3.02	3.92	100.0	100.0

0.33%，铝硅比6.06。结果表明，该联合工艺可有效实现硫的高效回收与铝土矿的深度脱硅提纯，所得铝精矿质量满足氧化铝生产要求。

3 结论

1）贵州某地沉积型高硫铝土矿主要化学成分为Al_2O_3（58.55%）、SiO_2（14.95%）和S（3.02%），铝硅比（A/S）为3.92。矿石主要矿物为一水硬铝石、黄铁矿及少量三水铝石，伴生微量斜硅石、二水石膏与无水石膏，属于典型的沉积型高硫铝土矿。

2）在磨矿细度−0.074 mm占90%、活化剂氯化铜400 g·t^{-1}、捕收剂丁基黄药100 g·t^{-1}、起泡剂松醇油20 g·t^{-1}最佳浮选条件下。采用“一粗两精两扫”开路流程可获得产率5.29%、硫品位40.67%、硫回收率71.24%的硫精矿，脱硫率达92.47%，脱硫后铝土矿铝硅比提升至4.25。

3）对脱硫铝土矿采用反浮选脱硅工艺，在最佳药剂制度为淀粉300 g·t^{-1}、聚氧化乙烯100 g·t^{-1}、十二胺100 g·t^{-1}条件下，通过“两粗一精两扫”开路流程，可获得铝硅比5.88、Al_2O_3回收率66.58%的铝粗精矿。

4）脱硫—脱硅联合闭路浮选试验最终可获得硫品位39.51%、硫回收率89.36%的硫精矿，以及Al_2O_3品位65.96%、Al_2O_3回收率75.21%、铝硅比6.06、硫含量0.33%的铝精矿。该工艺有效实现了硫与铝的高效分离与富集，所得铝精矿满足氧化铝生产要求，为同类高硫铝土矿的资源化利用提供了可行的技术方案。

参考文献

[1] 解文康, 周杰强, 陈兴华, 等. 河南某高硫铝土矿浮选脱硫试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2017, 69(1): 43-45, 73.
XIE W K, ZHOU J Q, CHEN X H, et al. Experimental study on flotation desulfurization of a high-sulfur bauxite in Henan[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2017, 69(1): 43-45, 73.

[2] 雷满奇, 陈燕清, 刘杰, 等. 广西平果地区高硫沉积型铝土矿矿物特征及脱硫方案研究[J]. 矿冶工程, 2024, 44(6): 60-65.
LEI M Q, CHEN Y Q, LIU J, et al. Study on mineral characteristics and desulfurization scheme of high-sulfur sedimentary bauxite in Pingguo area, Guangxi[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024, 44(6): 60-65.

[3] 李莎莎, 任朋, 田应忠. 西南某地高硫铝土矿浮选脱硫试验研究[J]. 轻金属, 2022, 59(12): 7-9, 14.
LI S S, REN P, TIAN Y Z.Experimental study on flotation desulfurization of high-sulfur bauxite in southwest China[J]. Light Metals, 2022, 59(12): 7-9, 14.

[4] 李晓坤, 段语嫣, 赵冰, 等. 高硫高铁铝土矿脱硫除铁研究进展[J]. 有色金属(选矿部分), 2024, 76(5): 1-13, 23.
LI X K, DUAN Y Y, ZHAO B, et al. Research progress on desulfurization and iron removal of high sulfur and high iron bauxite[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2024, 76(5): 1-13, 23.

[5] 郭明龙, 封东霞, 童雄, 等. 铝土矿浮选脱硅技术研究进展[J]. 矿产保护与利用, 2023, 43(6): 140-157.
GUO M L, FENG D X, TONG X, et al. Research progress on flotation desilication technology of bauxite[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2023, 43(6): 140-157.

[6] 刘中原, 张建强, 杜五星. 山西某高硫铝土矿脱碳脱硫试验研究[J]. 轻金属, 2022, 59(6): 1-5.
LIU Z Y, ZHANG J Q, DU W X.Experimental study on decarburization and desulfurization of a high-sulfur bauxite in Shanxi[J]. Light Metals, 2022, 59(6): 1-5.

[7] 任爱军, 崔强, 朱阳戈, 等. 马达加斯加某三水铝土矿磨矿浮选脱硅工艺试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2024, 76(2): 62-69.
REN A J, CUI Q, ZHU Y G, et al. Experimental study on flotation desiliconization process of grinding trihydrate bauxite in Madagascar[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2024, 76(2): 62-69.

[8] 常自勇, 冯其明, 欧乐明. 回水中絮凝剂对铝土矿浮选影响的研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2014, 66(6): 88-91.
CHANG Z Y, FENG Q M, OU L M.Study on the influence of flocculants in recycled water on bauxite flotation[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2014, 66(6): 88-91.

[9] DENG L, SU Y, HUA S, et al. Sorption and desorption of lead (Ⅱ) from wastewater by green algae Cladophora fascicularis[J]. Journal of Hazardous Materials, 2007, 143(1): 220-225.

[10] WANG R F, YUAN S, GAO P, et al. Application of suspension magnetization roasting as technology for high efficiency separation of valuable iron minerals from high iron bauxite[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2022, 32(7): 2391-2402.

[11] 姜亚雄, 黄丽娟, 朱坤, 等. 高硅铝土矿正浮选两段脱硅试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2015, 67(2): 49-53.
JIANG Y X, HUANG L J, ZHU K, et al. Experimental study on two-stage desilication by direct flotation of high-silicon bauxite[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2015, 67(2): 49-53.

[12] CHAU T T, BRUCKARD W J, KOH P T L, et al. A review of factors that affect contact angle and implications for flotation practice[J]. Advances in Colloid and Interface Science, 2009,

（下转第 239 页）

viscosity on the strength of an axially strained pendular liquid bridge[J]. Chemical Engineering Science, 1990, 45(10): 3071-3088.

[19] MCDOUGALL S, SABERIAN M, BRIENS C, et al. Effect of liquid properties on the agglomerating tendency of a wet gas-solid fluidized bed[J]. Powder Technology, 2005, 149(2/3): 61-67.

[20] VELDEN M V D, BAEYENS J, SEVILLE J P K, et al. The solids flow in the riser of a Circulating Fluidised Bed(CFB) viewed by Positron Emission Particle Tracking(PEPT)[J]. Powder Technology, 2007, 183(2): 290-296.

[21] FIRUZIAN N, SOTUDEH-GHAREBAGH R, MOSTOUFI N. Experimental investigation of cluster properties in dense gas-solid fluidized beds of different diameters[J]. Particuology, 2014, 16(5): 69-74.

[22] CAHYADI A, NEUMAYER A H, HRENYA C M, et al. Comparative study of Transport Disengaging Height(TDH) correlations in gas-solid fluidization[J]. Powder Technology, 2015, 275: 220-238.

[23] CHEW J W, CAHYADI A, HRENYA C M, et al. Review of entrainment correlations in gas-solid fluidization[J]. Chemical Engineering Journal, 2015, 260: 152-171.

（上接第 228 页）

150(2): 106-115.

[13] 霍强, 刘晰, 谢建平, 等. 低品位高铁铝土矿浮选脱硅试验研究[J]. 矿冶工程, 2018, 38(6): 51-54.
HUO Q, LIU X, XIE J P, et al. Experimental study on flotation desilication of low-grade high-iron bauxite[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2018, 38(6): 51-54.

[14] 尹海军. 铝土矿正浮选精矿过滤助滤剂的研究及应用[J]. 有色金属(选矿部分), 2013, 65(4): 76-78.
YIN H J.Research and application of filtration aids for concentrate in direct flotation of bauxite[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2013, 65(4): 76-78.

[15] 肖婉琴, 程新朝, 杨慧芬. 铝土矿反浮选脱硅研究的进展[J]. 国外金属矿选矿, 2005, 42(12): 16-19.
XIAO W Q, CHENG X C, YANG H F.Research progress on reverse flotation desilication of bauxite[J]. Overseas Processing of Metal Ores, 2005, 42(12): 16-19.