新疆某地钛铁矿与钛辉石浮选分离试验研究*

冯程[1,2],祁忠旭[1,2,3],孙大勇[1,2,3],肖舜元[1,2,3],刘佳燕[1,4],柴旭建[1,2],赵家林[5],邱娅[6]

(1.长沙矿山研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012;
2.国家金属采矿工程技术研究中心, 湖南 长沙 410012;
3.湖南省矿山固废综合利用工程技术研究中心, 湖南 长沙 410012;
4.战略性稀有金属矿产高效开发国家技术创新中心, 湖南 长沙 410012;
5.沈阳有色冶金设计研究院, 辽宁 沈阳 110003;
6.四川能源发展集团有限责任公司, 四川 成都 610095)

摘要:针对新疆某地钛铁矿中钛辉石硅酸盐含量高、现有重选工艺回收率低等问题,开展了系统的浮选试验研究。在原矿TiO_2品位为15.64%,钛铁矿分布率达到77.37%的条件下,以复合二元有机酸为钛辉石抑制剂,采用"脱硫反浮选-钛铁矿正浮选"的选矿工艺流程,闭路试验获得了产率为26.02%,TiO_2品位为45.62%、回收率为76.27%的钛精矿,采用强磁-浮选工艺的钛精矿TiO_2回收率较现有重选工艺提高了8.1个百分点,精矿中钛铁矿含量达91.22%,实现了钛铁矿与钛辉石的有效浮选分离。Zeta电位测定和吸附量测试表明,复合二元有机酸对钛辉石表面电位影响更大、吸附量更高,增大了钛辉石与钛铁矿的可浮性差异,为二者分离浮选提供了依据。

关键词:钛铁矿;钛辉石;复合二元有机酸;浮选;药剂制度
中图分类号:TD923 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)09-0312-07

Experimental Study on Flotation Separation of Ilmenite and Titanaugite from a Certain Area in Xinjiang

Feng Cheng[1,2], *Qi Zhongxu*[1,2,3], *Sun Dayong*[1,2,3], *Xiao Shunyuan*[1,2,3], *Liu Jiayan*[1,4], *Chai Xujian*[1,2], *Zhao Jialin*[5], *Qiu Ya*[6]

(1.Changsha Institute of Mining Research Co., Ltd., Changsha, Hunan 410012, China;
2.National Engineering Research Center for Metal Mining, Changsha, Hunan 410012, China;
3.Hunan Engineering and Technology Research Center for Comprehensive Utilization of Mine Solid Waste, Changsha, Hunan 410012, China;
4.National Technological Innovation Center for Efficient Development of Strategic Rare Metal Mineral Resources, Changsha, Hunan 410012, China;
5.Shenyang Nonferrous Metallurgy Engineering & Research Institute, Shenyang, Liaoning 110003, China;
6.Sichuan Energy Development Group Co., Ltd., Chengdu, Sichuan 610095, China)

Abstract: To address the problems of high titanaugite silicate content in ilmenite and the low recovery of the existing gravity separation process from a certain area in Xinjiang, a systematic experimental study on flotation was conducted. Under the conditions of a raw ore TiO_2 grade of 15.64% and an ilmenite distribution rate of 77.37%, using a composite binary organic acid as the titanaugite depressant and adopting the beneficiation process flowsheet of "desulfurization reverse flotation-ilmenite direct flotation", an ilmenite concentrate with a yield of 26.02%, a TiO_2 grade of 45.62%, and a recovery of 76.27% was obtained through the closed-circuit test. Compared with the existing gravity separation process, the TiO_2 recovery rate in ilmenite concentrate by high intensity magnetic separation-flotation process is increased by 8.1 precentage points, and the ilmenite content in the concentrate reached 91.22%, which achieved the effective flotation separation of ilmenite and titanaugite. Zeta potential measurements and adsorption tests indicate that the composite binary organic acid has a greater impact on the surface potential of titanaugite and a higher adsorption amount, which increases the floatability difference between titanaugite and ilmenite, and provides a basis for their flotation separation.

Key words: Ilmenite, Titanaugite, Composite binary organic acid, Flotation, Reagent regime

---

* **收稿日期**:2026-01-21
基金项目:新疆维吾尔自治区重大科技专项(2025A03002)
作者简介:冯程(1989—),女,湖北仙桃人,硕士,高级工程师,主要从事选矿技术研究。E-mail:1060213867@qq.com

0 引言

钛是支撑国家经济发展的战略性矿产资源,在高端制造、新能源和国防建设等领域具有不可替代的作用[1-2]。钒钛磁铁矿是钛金属的重要供给来源,约90%的钛源于此。因此,实现钒钛磁铁矿资源绿色低碳开发与高效利用,已成为提升我国钛资源自主保障能力的关键抓手[3-4]。

新疆地区的低品位钒钛磁铁矿,其当前分选工艺以磁选和重选等物理方法为主,核心流程普遍采用"强磁选预富集—螺旋溜槽重选—干式强磁选除杂"的技术路线[5]。具体而言,首先采用脉动高梯度磁选机对选铁尾矿进行预选,抛掉大量脉石矿物和矿泥,随后将所得粗精矿经螺旋溜槽进行精选,最后通过干式磁选机进一步提质降杂[6]。然而,该工艺实际生产回收率仅为20%~30%[7],细粒钛铁矿在分级和重选尾矿中的损失率可达50%以上。该工艺设备简单、操作便捷,但重选工艺分选效率低下,对细粒级矿物回收效果较差,严重制约了资源综合利用率。因此,亟需开发新型工艺强化微细粒钛铁矿的回收,提升新疆地区低品位钛资源综合利用水平,保障国家资源安全与经济高质量发展。

钛铁矿与钛辉石是钛资源选矿中常见且难以分离的共生矿物。二者晶体结构、表面性质相似,且常以微细粒嵌布或连生体形式存在,使得浮选分离极具挑战性。钛铁矿化学式为$FeTiO_3$,属三方晶系[8];钛辉石为辉石族矿物(如透辉石、钙铁辉石)中部分Mg、Fe被Ti替代的变种,晶体结构为单斜或斜方晶系。二者表面均暴露有Fe、Ti金属活性位点[9],导致其对常规捕收剂的吸附特性相近,可浮性差异较小。此外,微细粒(-20 μm)效应引发的非选择性团聚或机械夹带,也是造成钛铁矿与钛辉石难以分离的主要原因之一。

浮选分离主要通过药剂在矿物表面产生差异化吸附来实现[10-11],核心在于强化钛铁矿的可浮性或选择性抑制钛辉石。目前钛铁矿捕收剂主要分为脂肪酸类、羟肟酸类、膦酸/砷酸类等大类[12-14]。其中,脂肪酸类以油酸、油酸钠为主,属于传统捕收剂,捕收能力强但选择性差。羟肟酸类以水杨羟肟酸、苯甲羟肟酸等为主[15],其分子中的肟基官能团与钛铁矿表面的Fe^{3+}或Ti^{4+}形成稳定的五元环螯合物,最佳适用pH范围通常为弱酸性[16]。膦酸/砷酸类如苯乙烯膦酸、苄基胂酸等,对钛铁矿表现出良好的选择性,但在实际应用中受环保和生产成本限制。组合捕收剂是将不同捕收剂(如羟肟酸+脂肪酸、膦酸+脂肪酸等)通过一定比例混合,利用不同药剂间的协同效应提升捕收能力和选择性,已成为目前重要的研究方向[17-19]。在抑制剂方面,应用于钛铁矿浮选的抑制剂可分为无机抑制剂和有机抑制剂两大类。无机抑制剂包括水玻璃、氟硅酸钠等。其中,水玻璃是最常用的脉石抑制剂之一[20],作用原理是在钛辉石等硅酸盐矿物表面形成亲水的硅酸凝胶层或$HSiO_3^-$吸附层,抑制其上浮,抑制效果受水玻璃模数和用量的共同影响;氟硅酸钠则在酸性条件下对硅酸盐矿物表现出显著的抑制效果。有机抑制剂包括羧甲基纤维素、腐植酸钠、单宁酸、木素磺酸盐等大分子聚合物[21],主要通过氢键、静电作用在矿物表面吸附形成亲水膜,通过分子改性引入特定官能团,可提升对钛辉石的选择性抑制能力,是环保型抑制剂的主要发展方向。此外,钛铁矿浮选调整剂主要用于调整矿浆pH,以创造最佳分离电位和药剂作用环境,如硫酸[22]常被用于pH调控,在特定pH区间内使钛铁矿与钛辉石的表面电性差异最大,从而有利于选择性药剂吸附。

本文针对新疆某地钛铁矿钛辉石硅酸盐含量高、现有重选工艺回收率低等问题,以某选厂的强磁精矿为研究对象,开展了钛铁矿与钛辉石的浮选分离试验研究。采用复合二元有机酸作为脉石抑制剂,有效抑制了脉石矿物钛辉石,削弱其对钛铁矿浮选过程的干扰,实现了钛铁矿与钛辉石的浮选分离回收,提高了钛资源回收效率。

1 矿石性质

对原矿性质进行研究,包括矿样的多元素组成、物相分析、矿物组成及钛铁矿的能谱微区成分分析等,以此为选矿试验提供依据。矿样的多元素化学成分分析结果见表1,钛的物相分析结果见表2。

表1 矿石的化学多元素分析结果

Table 1 Chemical multi-element analysis results of the ore

%

TiO_2	TFe	FeO	SiO_2	Al_2O_3
15.64	16.42	6.95	34.29	6.95
CaO	MgO	P	S	总C
6.24	5.33	0.04	0.11	0.022

表2 钛的化学物相分析结果

Table 2 Chemical phase analysis results of titanium

钛物相	含量/%	分布率/%
钛辉石	1.99	12.72
钛磁铁矿	1.55	9.91
钛铁矿	12.10	77.37
合计	15.64	100.00

矿样中可供选矿回收的元素主要为钛,TiO_2 含量为15.64%。钛主要赋存于钛铁矿中,其次为钛辉石,少量赋存于钛磁铁矿中。矿物组成分析结果表明,矿样中的主要金属矿物为钛铁矿,主要脉石矿物为钛辉石,因此选矿分离的关键在于钛铁矿与钛辉石的有效分离。

为查明钛铁矿的化学成分特征,采用扫描电镜对其进行能谱微区成分分析,所选微区均不含微细粒或析出作用形成的钛辉石微粒。分析结果显示,钛铁矿的化学成分以 TiO_2 和 FeO 为主,平均值分别为50.01%、46.85%,其中 TiO_2 品位低于理论值。Mn、Mg、V 等杂质以类质同象形式置换 Ti 或 Fe,对钛铁矿表面性质产生一定影响,可能增加钛的选别难度,导致难以获得高品位钛精矿产品[23]。

2 浮选试验研究

2.1 抑制剂种类及用量试验

二元有机酸在化工领域应用广泛,研究表明,乙二酸(草酸)、丙二酸、丁二酸(琥珀酸)等二元有机酸对硅酸盐脉石具有较好的抑制效果。因此,本文采用复合二元有机酸作为钛辉石抑制剂开展了抑制剂种类试验,复合二元有机酸由乙二酸、丙二酸和丁二酸复配而成,3 种药剂比例为 2∶2∶1。该药剂为固体粉末,溶解性较好。

浮选给矿为新疆某选厂的强磁精矿样,经脱硫后进行钛浮选,浮钛捕收剂为 NHA(萘基羟肟酸)+油酸钠组合。对比了复合二元有机酸与常见的脉石抑制剂(如六偏磷酸钠、CMC(羧甲基纤维素)、水玻璃等)的抑制效果,考察药剂制度对钛精矿回收率和品位的影响,试验流程如图 1 所示,脉石抑制剂种类试验结果如图 2 所示。

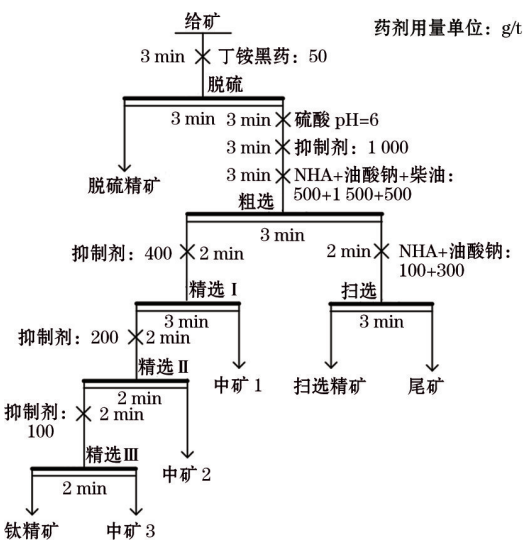


图 1 浮选试验流程

Fig.1 Flotation tests process

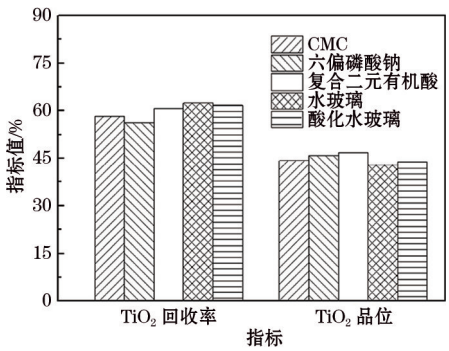


图 2 抑制剂种类试验结果

Fig.2 Test results of inhibitor types

结果表明,复合二元有机酸作为脉石抑制剂效果最优,能够显著降低脉石矿物钛辉石的浮选活性,能够有效提高精矿品位,确定其为钛铁矿与钛辉石浮选分离的适宜抑制剂。

在确定抑制剂种类的基础上,进行了复合二元有机酸用量试验,试验结果如图 3 所示。从图 3 可以看出,随着抑制剂复合二元有机酸用量的增加,钛精矿 TiO_2 品位逐渐升高,当复合二元有机酸用量增加到1 000 g/t 时,精矿 TiO_2 品位达到 46%以上;继续增加抑制剂用量,钛精矿的回收率明显下降。综合考虑,复合二元有机酸的适宜用量为 1 000 g/t。

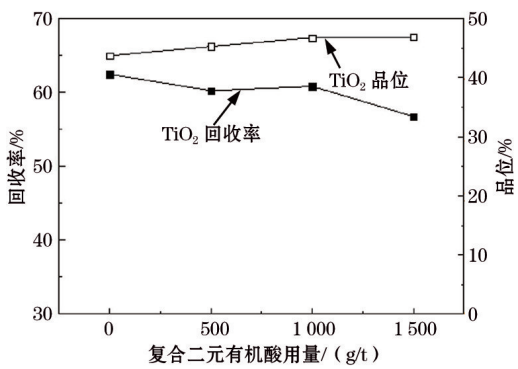


图 3 复合二元有机酸用量试验结果

Fig.3 Test results of compound binary organic acid dosage

2.2 药剂用量试验

通过单因素条件试验系统考察了脱硫反浮选捕收剂丁铵黑药、浮钛捕收剂 NHA、油酸钠及辅助捕收剂柴油等药剂对钛精矿 TiO_2 品位与回收率的影响,为浮选工艺优化提供了明确的数据支撑和理论依据。

丁铵黑药主要用作脱硫反浮选作业的捕收剂,其核心作用是选择性浮出少量硫化物及部分可浮性较好的辉石类脉石,以减少对后续钛精矿浮选过程的影响。丁铵黑药用量试验结果如图 4 所示。可以

看出,不添加丁铵黑药的条件下,硫化物和可浮性较好的杂质未被有效脱除,钛精矿 TiO_2 品位较低,仅为 43.28%;随着丁铵黑药用量的增加,脱杂效率提升,钛精矿 TiO_2 品位升高,当丁铵黑药用量为 50 g/t 时,钛精矿 TiO_2 品位提高至 46.74%;继续增加丁铵黑药用量,脱硫产率增加,部分细粒级或连生体的钛矿物被夹带进入泡沫产品,造成脱硫精矿中钛损失增加,钛精矿的回收率明显下降。综合考虑,适宜的丁铵黑药用量为 50 g/t。

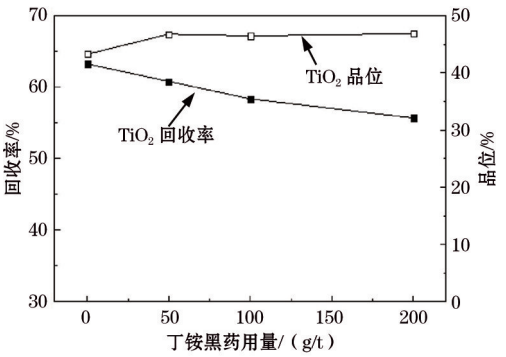


图 4 丁铵黑药用量试验结果

Fig.4 Test results of butyl ammonium dithiophosphate dosage

已有研究表明,NHA 对钛铁矿具有良好的选择性捕收作用[5]。NHA 用量试验结果如图 5 所示,结果表明,随着 NHA 用量从 0 逐渐增加,其对钛矿物的捕收能力增强,更多钛矿物进入泡沫产品,钛精矿 TiO_2 回收率呈上升趋势;NHA 用量持续增加,钛精矿 TiO_2 回收率增长曲线趋于平缓,增幅变小。而过量的 NHA 会降低钛铁矿的选择性,导致部分贫连生体也被捕收上浮,精矿品位降低。综合考虑,适宜的 NHA 用量为 500 g/t。

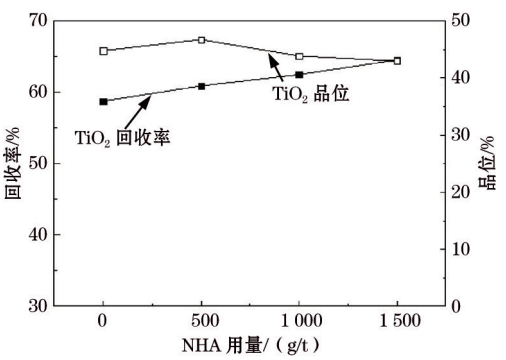


图 5 NHA 用量试验结果

Fig.5 Test results of NHA dosage

油酸钠用量试验结果如图 6 所示,可以看出,随着油酸钠用量增加,钛精矿 TiO_2 回收率呈上升趋势,而钛精矿 TiO_2 品位逐渐降低。综合考虑精矿品位和回收率,适宜的油酸钠用量为 1 500 g/t。

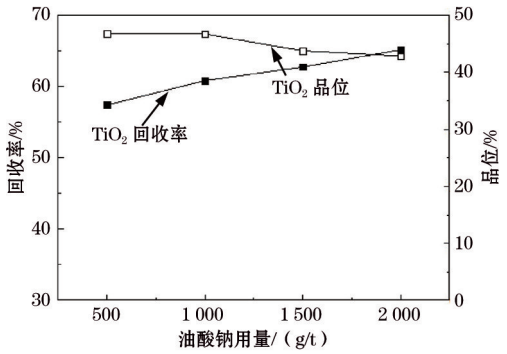


图 6 油酸钠用量试验结果

Fig.6 Test results of sodium oleate dosage

柴油通常作为辅助捕收剂和起泡调整剂,通过增强矿物表面疏水性和改变泡沫性质来影响分选效果。柴油用量试验结果如图 7 所示,结果表明,随着柴油用量增加,钛精矿 TiO_2 品位和回收率均呈现升高的趋势,表明添加柴油有助于强化钛矿物颗粒的浮选捕收,并形成稳定适中的泡沫层。当柴油用量超过 500 g/t 后,钛精矿 TiO_2 品位增幅趋缓,回收率则明显下降。这主要是由于过量柴油的消泡作用占主导,导致气泡兼并、泡沫变脆且稳定性变差,使得被捕收剂活化的钛铁矿难以有效黏附于泡沫上浮,精矿产率减少,回收率显著降低。因此,柴油的适宜用量为 500 g/t。

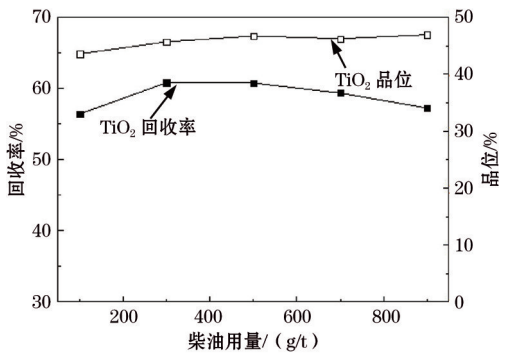


图 7 柴油用量试验结果

Fig.7 Test results of diesel dosage

2.3 浮选闭路试验

在条件试验基础上,开展了浮选闭路试验,试验流程如图 8 所示,试验结果见表 3。结果表明,浮选闭路试验可以获得产率为 26.02%、TiO_2 品位为 45.62%、回收率为 76.27%的钛精矿。

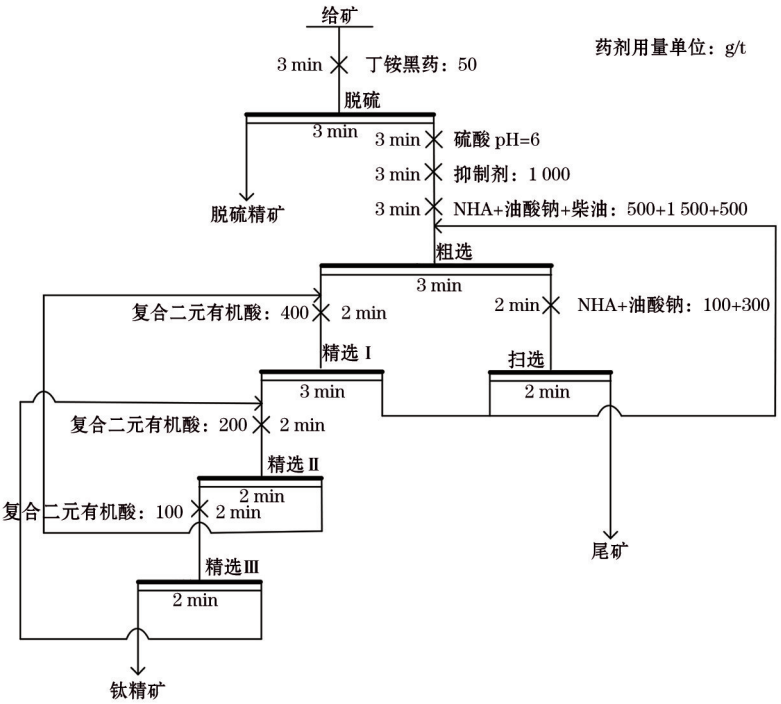


图 8 闭路试验流程

Fig.8 Closed-circuit test process

表 3 闭路试验结果

Table 3 Closed-circuit test results

产品名称	产率/%	TiO_2 品位/%	TiO_2 回收率/%
脱硫精矿	3.87	9.82	2.44
钛精矿	26.02	45.62	76.27
尾矿	70.11	4.73	21.29
合计	100.00	15.57	100.00

为验证该工艺的效果，将浮选闭路试验指标与现场强磁-重选工艺生产指标进行对比，结果见表4。结果表明，在精矿品位相当的情况下，采用强磁-浮选工艺的钛精矿回收率较现场重选工艺提高了8.1个百分点，证明了浮选工艺的先进性。

表 4 指标对比结果

Table 4 Indicator comparison results

选矿工艺	TiO_2 品位/%	强磁精矿对原矿回收率/%	作业回收率/%	钛精矿 TiO_2 对原矿回收率/%
强磁-重选	45.35	60.15	62.82	37.78
强磁-浮选	45.62		76.27	45.88

3 复合二元有机酸作用机理研究

通过矿物表面 Zeta 电位测定探讨了复合二元有机酸对钛铁矿和钛辉石的作用机理，在复合二元有机酸用量为 80 mg/L，pH 为 6 的条件下，考察了药剂作用前后钛铁矿和钛辉石表面 Zeta 电位与 pH 的关系，结果如图 9 所示。结果显示，当复合二元有机酸作用于钛铁矿表面时，钛铁矿的 Zeta 电位呈正向移动趋势，偏移幅度较小；当复合二元有机酸作用于钛辉石表面时，钛辉石的 Zeta 电位也呈正向移动趋势，偏移幅度较大。这表明抑制剂复合二元有机酸在钛辉石表面的吸附更强，这种选择性吸附特性为钛铁矿与钛辉石的浮选分离提供了重要的电化学调控依据。

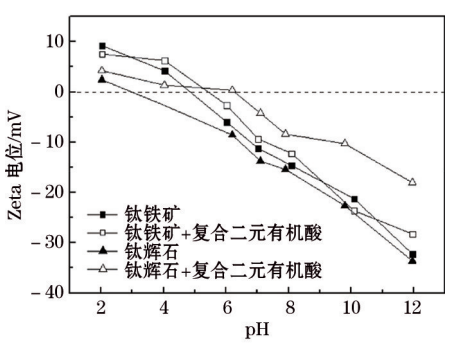


图 9 复合二元有机酸对钛铁矿和钛辉石 Zeta 电位的影响

Fig.9 Effect of compound binary organic acid on Zeta potential of ilmenite and titanaugite

采用分光光度法测定了复合二元有机酸在钛铁矿和钛辉石表面的吸附量，结果如图 10 所示。可以

看出,随着复合二元有机酸用量增加,钛铁矿与钛辉石表面吸附量均呈显著的增长趋势。在相同药剂用量下,复合二元有机酸在钛辉石表面的吸附量始终高于钛铁矿,且增长幅度同样大于钛铁矿。这种差异性吸附行为与两种矿物的表面化学特性密切相关,进一步证实了复合二元有机酸对钛辉石具有更强的选择性抑制作用。

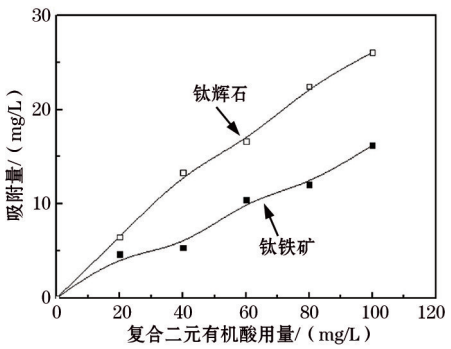


图 10 复合二元有机酸在矿物表面吸附量的变化

Fig.10 Variation of adsorption capacity of compound binary organic acid on mineral surface

4 结论

钛铁矿与钛辉石的高效浮选分离是钛资源综合利用的技术关键。本文以新疆某钛铁矿为研究对象,采用复合二元有机酸作为钛辉石抑制剂,开展了系统的钛铁矿与钛辉石浮选分离试验与药剂作用机理研究,得出以下主要结论。

(1) 新疆某选厂的原矿 TiO_2 品位为15.64%,钛主要赋存于钛铁矿中,分布率为 77.37%,其次为硅酸盐矿物,少量赋存在钛磁铁矿中。物相分析结果表明,矿样中约 77.37%的 TiO_2 具备选矿回收潜力。扫描电镜分析结果显示,钛铁矿 TiO_2 品位为50.01%,低于理论值,Mn、Mg、V 等杂质以类质同象形式置换 Ti 或 Fe,增加了选矿难度,不利于获得高品位钛精矿产品。

(2) 采用"脱硫反浮选-钛铁矿正浮选"的全浮选工艺流程,以复合二元有机酸为抑制剂,有效抑制钛辉石的上浮,显著提升了钛精矿品位。全流程闭路试验结果表明,获得了产率为 26.02%,TiO_2 品位为 45.62%、回收率为 76.27%的钛精矿,采用强磁-浮选工艺的钛精矿 TiO_2 回收率较现场重选工艺提高了 8.1 个百分点。按 TiO_2 品位折算,精矿中钛铁矿含量达 91.22%,实现了钛铁矿与钛辉石的有效浮选分离。

(3) Zeta 电位测定和吸附量测试结果表明,复合二元有机酸在钛辉石表面的吸附更强,吸附量增幅亦大于钛铁矿,表明复合二元有机酸显著改变了钛辉石表面的吸附行为,对钛辉石具有更强的选择性抑制作用,为钛铁矿与钛辉石的浮选分离提供了重要的理论依据。

未来的研究将侧重于开发具有更高选择性的、分子设计的绿色药剂;深化对矿物-药剂界面作用机理的基础研究,从分子/原子层面指导分离过程;发展高效低成本的微细粒分选技术与工艺设备,以应对日益贫、细、杂的钛资源现状。

参考文献(References):

[1] Fan X F, Waters K E, Rowson N A, et al.Modification of ilmenite surface chemistry for enhancing surfactants adsorption and bubble attachment[J]. Journal of Colloid and Interface Science,2009,329(1):167-172.

[2] Fang S, Xu L H, Wu H Q, et al. Influence of surface dissolution on sodium oleate adsorption on ilmenite and its gangue minerals by ultrasonic treatment[J]. Applied Surface Science,2020,500:144038.

[3] 李政,陈从喜.全球钛资源行业发展现状[J].地球学报,2021,42(2):245-250.
Li Zheng, Chen Congxi. Development status of global titanium resources industry[J]. Acta Geoscientica Sinica, 2021,42(2):245-250.

[4] 赵轩.基于矿物表面活性调控的钛铁矿反浮选技术研究[D].沈阳:东北大学,2022.
Zhao Xuan. Research on reverse flotation technology of ilmenite by adjusting the surface activity of the minerals[D]. Shenyang: Northeastern University,2022.

[5] Zhang H F, Zeng J W, Xie H Y, et al. Enhanced separation for ilmenite tailings with a novel HGMS flotation process [J]. Separation science and technology, 2020, 55(4): 752-760.

[6] Yuan Z T, Zhao X, Lu J W, et al. Innovative pre-concentration technology for recovering ultrafine ilmenite using superconducting high gradient magnetic separator[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2021,31(6):1043-1052.

[7] 张莉,蒋升国,王玉山.新疆哈密某铁矿综合利用试验研究[J].矿业研究与开发,2026,46(4):249-256.
Zhang Li, Jiang Shengguo, Wang Yushan. Experimental study on comprehensive utilization of an iron ore in Hami of Xinjiang[J]. Mining Research and Development, 2026, 46(4):249-256.

[8] Yu L, Xu X Y, Yuan Z T, et al. Effect of lead ions on the selective flotation of ilmenite against titanaugite using octyl hydroxamic acid as collector[J]. Applied Surface Science, 2022,603:154458.

[9] Luo L P, Wu H Q, Xu L H, et al. An in situ ATR-FTIR study of mixed collectors BHA/DDA adsorption in ilmenite-titanaugite flotation system [J]. International Journal of Mining Science and Technology,2021,31(4):689-697.

[10] Zhai J H, Chen P, Sun W, et al. A review of mineral processing of ilmenite by flotation [J]. Minerals Engineering,2020,157:106558.

[11] 杨道广.钒钛铁精矿提质尾矿中回收钛铁矿试验研究[J].非金属矿,2025,48(6):75-79+84.
Yang Daoguang. Experimental study on recovery ilmenite from vanadium titanium iron concentrate upgrading tailings [J]. Non-Metallic Mines,2025,48(6):75-79+84.

[12] 李海兰,周倩,安奇强,等.新型阴离子捕收剂浮选钛铁矿试验研究[J].矿业研究与开发,2021,41(3):98-101.
Li Hailan, Zhou Qian, An Qiqiang, et al. Experiment study on flotation of ilmenite with a new anion collector [J]. Mining Research and Development,2021,41(3):98-101.

[13] Chen Q, Kasomo R M, Li H Q, et al. Froth flotation of rutile-an overview[J]. Minerals Engineering,2021,163:106797.

[14] Deng L Q, Zhu L D, Fei L Y, et al. Froth flotation of ilmenite by using the dendritic surfactant 2-decanoylamino-pentanedioic acid[J]. Minerals Engineering,2021,165:106861.

[15] Meng Q Y, Xu Y K, Yuan Z T, et al. Separation mechanism of ilmenite from titanaugite with mixed BHA/NaOL collector[J]. Minerals Engineering,2022,176:107363.

[16] 冯程,祁忠旭,孙大勇,等.萘基羟肟酸对钛铁矿与钛辉石浮选的影响[J].矿业研究与开发,2026,46(5):261-267.
Feng Cheng, Qi Zhongxu, Sun Dayong, et al. Effect of naphthyl hydroxamic acid on the flotation separation of ilmenite and titanaugite [J]. Mining Research and Development,2026,46(5):261-267.

[17] Yang S Y, Xu Y L, Liu C, et al. Investigations on the synergistic effect of combined NaOL/SPA collector in ilmenite flotation [J]. Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects, 2021, 628:127267.

[18] Luo L P, Xu L H, Meng J P, et al. New insights into the mixed anionic/cationic collector adsorption on ilmenite and titanaugite: an in situ ATR-FTIR/2DCOS study [J]. Minerals Engineering,2021,169:106946.

[19] Chai X J, Lin S Y, Zhai J H, et al. A new combined collector for flotation separation of ilmenite from titanaugite in acidic pulp[J]. Separation and Purification Technology, 2021,278:119647.

[20] Yuan Z T, Zhao X, Meng Q Y, et al. Investigation of selective adsorption of sodium oleate during separation of ilmenite from titanaugite via surface magnetization [J]. Minerals Engineering,2021,171:107128.

[21] Yuan Z T, Du Y S, Meng Q Y, et al. Adsorption differences ofcarboxymethyl cellulose depressant on ilmenite and titanaugite[J]. Minerals Engineering,2021,166:106887.

[22] Yu P, Ding Z, Bi Y X, et al. Surface modification of ilmenite by introducing copper-ammonia ion and its response to flotation in H_2SO_4-H_2O_2 system [J]. Minerals Engineering,2021,171:107102.

[23] 李维斯,严伟平,杨耀辉,等.微细粒铁精矿细磨深选尾矿浮选钛铁矿试验研究[J].矿业研究与开发,2025,45(9):251-258.
Li Weisi, Yan Weiping, Yang Yaohui, et al. Experimental study on flotation of ilmenite from fine grinding deep separation tailings of micro-fine iron concentrate[J]. Mining Research and Development,2025,45(9):251-258.