攀西地区超微细粒级钛铁矿资源选矿工艺研究

严伟平,李维斯,杨耀辉,曾小波,邓建,李伦

(中国地质科学院矿产综合利用研究所,中国地质调查局金属矿产资源综合利用技术研究 中心,自然资源部战略性矿产综合利用工程技术创新中心,四川 成都 610041)

摘要:这是一篇矿物加工工程领域的论文。针对攀西地区某选矿厂的超微细粒级钛铁矿难回收的问题, 进行了浮选工艺流程的对比研究。采用直接浮选、脱泥-浮选、"离心-浮选"、"超导-浮选"、"强磁-浮选"、 "悬振-浮选"等选矿工艺流程,试验结果表明:直接浮选和脱泥-浮选工艺无法获得 TiO₂ 品位大于 46% 的钛精 矿产品;悬振和强磁选可以获得品位较高的预富集精矿,有利于后续浮选作业,离心和超导可以获得回收率较 高的预富集精矿,可保证钛铁矿的有效回收。但考虑到超导预富集工艺工业实施投入大、目前尚无成熟工业案 例;而强磁选和悬振预富集工艺易于工业化实施,但悬振选矿机的单机处理能力有限。因此,最终确定最优选 矿工艺为"强磁-浮选",可获得钛精矿品位 46.62%,开路浮选作业回收率 58.32%,全流程回收率 43.78% 的指标。

关键词:矿物加工工程;超微细粒级钛铁矿;联合工艺;强磁;浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2023.04.008

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532(2023)04-0055-07

攀西地区钒钛磁铁矿资源丰富,是我国最大 的钒钛磁铁矿产地,但该地区资源利用率不足[1]。 高效开发利用攀西地区的钛资源可提高我国战略 性钛资源安全保障程度。攀西地区钛资源的低利 用率主要受其矿石性质[2]和分选技术限制: 钛主 要以两种形式赋存于基性岩(即辉长岩型)类型 矿床中,一种是以类质同相或类质同相分解物赋 存于钛磁铁矿中,并在分离铁钒精矿的过程中进 入铁精矿;另一种是独立的粒状钛铁矿单矿物, 约占钛总量的 50%, 岩体中钛的这种赋存形式决 定了目前只能回收约 50% 的资源^[3-4]:另一方面, 随着矿石性质逐渐趋于贫、细、杂,再加上攀西 企业对铁精矿的质量要求进一步提高,进入选钛 作业的磁尾粒度中-0.074 mm 粒级含量已经增加了 25% 以上, 其中-20 μm的 TiO, 含量占总含量的 30% 以上,这一部分钛铁矿尚未得到有效利用^[5]。

因此,加强微细粒钛铁矿的回收工作成为提高攀 西地区钛资源选钛回收率的关键^[6-7]。

目前,国内外针对微细粒钛铁矿的浮选分离 研究工作主要围绕着浮选药剂及浮选工艺两个方 面进行。近年来,为了强化微细粒钛铁矿的回收 利用,许多学者进行了大量的研究和探索,基于 传统浮选法,研发了诸多微细粒矿物浮选新技 术,并且取得了一定成果。例如: 絮凝浮选、载 体浮选、微泡浮选、聚团浮选等。此外,高效的 预富集工艺不仅可以保证入浮物料的品位,还可 提高精矿的最终回收率。国内外针对细粒级矿物 的回收研发了分选设备,包括高梯度强磁机、离 心选矿机、悬振锥面选矿机、超导磁选机等(下文 中分别简称"强磁"、"离心"、"悬振"、"超 导")^[8-11]。总体来看,这4类选矿机分选原理各不 相同,因此对微细粒级钛铁矿预富集效果也各有

收稿日期: 2022-11-23

基金项目:国家自然科学基金战略性矿产资源开发利用专项(2021YFC2900800);中国地质调查局地质大调查项目(DD20230039);攀西试验区第五批重大科技攻关项目:"攀西地区钒钛磁铁矿中共伴生资源高效分离技术研究及产业化应用示范";四川省经信厅揭榜挂帅项目:"攀西地区关键金属元素赋存规律及高效利用技术开发与应用";攀西地区钒钛磁铁矿中伴生资源的高效分离技术研究及产业化应用示范;钒钛资源综合利用产业技术创新战略联盟协同项目:基于矿物表面组分的选择性溶蚀行为差异强化微细粒钛铁矿浮选效率研究作者简介:严伟平(1984-),硕士,副研究员,主要从事战略性矿产资源的高效开发与利用研究。通信作者:杨耀辉(1985-),博士,研究员,主要从事战略资源高效分离技术与产业化示范研究工作。

优劣。

基于此,本文针对攀西地区某厂的超微细粒 级钛铁矿,采用不同浮选工艺流程对比研究,通 过对比分析各流程作业指标,从而筛选出适宜的 浮选工艺流程,为提高钛资源利用率提供思路和 参考。

1 矿石性质

1.1 原矿的化学组成和筛分分析

实验所用原矿样品为攀西地区某选钛厂二段 强磁选的斜板溢流,原矿多元素化学分析结果见 表1, 筛分分析结果见表2。

表 1	原矿	的多元	素化	学分枝	沂结果	/%	

	Table 1 Multi-element chemical analysis results of raw ore								
TFe	TiO ₂	S	SiO ₂	Al_2O_3	CaO	MgO	Al_2O_3	Na ₂ O	其他
16.31	16.94	0.34	28.94	5.71	8.32	11.88	5.71	0.60	5.25

表 2 原矿筛分分析结果

Table 2	Table 2Screening analysis results of raw ore								
** 477 /	<u> </u>	品仓	Z/%	分布	率/%				
粒级/mm	厂平/%	TiO ₂	TFe	TiO ₂	TFe				
+0.045	0.39	4.22	12.11	0.10	0.29				
-0.045 + 0.028	6.75	6.04	11.08	2.41	4.58				
-0.028+0.019	13.65	12.35	14.31	9.95	11.97				
-0.019+0.010	37.17	17.22	16.35	37.79	37.25				
-0.010	42.05	20.04	17.81	49.75	45.91				
原矿	100.00	16.94	16.31	100.00	100.00				

从表2的结果可知,原矿样品的钛品位不高, TiO,含量仅为16.94%,且粒度非常细,+0.028 mm 粒级的钛铁矿分布较少,且TiO₂含量低;钛铁矿

大部分集中在-0.019 mm, 产率占 79.22%, 其中 -0.010 mm TiO, 产率占 42.05%, 分布率达 49.75%, 基本已到了浮选粒级范围的下限。

1.2 原矿的工艺矿物学研究

对原矿进行了工艺矿物学研究,表3为原 矿中主要矿物的含量,表4为主要矿物解离度 数据,图1为样品嵌布特征和连生关系(光学 显微镜),图2为样品MLA分析彩图(扫描 电镜)

表 3 原矿中主要矿物的含量/%

Т	able 3	Content	of main	miner	als in ra	w ore	
钛磁铁矿	钛铁矿	黄铁矿	橄榄石	辉石	绿泥石	斜长石	其他
3.7	32.37	0.22	9.84	39.65	5.63	2.31	6.28

				Та	able 4	Dissoc	ciation	data f	or ma	jor mi	nerals		
钛铁	黄铁	铬尖	赤铁	磷灰	一水硬	黄铜	掘乙	方解	钙钛	乙苦	橄榄	透辉	角闪
矿	矿	晶石	矿	石	铝石	矿	1/月7日	石	矿	石央	石	石	石
0	0.01	0.06	0.01	0.01	0.03	0.01	0.46	0.02	0.02	0	0.32	15 36	0.83

												, -								
矿物	解离 度	钛铁 矿	黄铁 矿	铬尖 晶石	赤铁	磷灰 石	一水硬 铝石	黄铜 矿	榍石	方解 石	钙钛 矿	石英	橄榄 石	透辉 石	角闪 石	黑云母	绿泥 石	长石	绿帘 石	误差
钛铁矿	75.84	0	0.01	0.06	0.01	0.01	0.03	0.01	0.46	0.02	0.02	0	0.32	15.36	0.83	0.45	1.01	2.76	0.03	2.77
黄铁矿	69.97	1.38	0	0	0	0.12	0.1	0.05	0.3	0	0	0	0.56	19.65	0.89	0.71	2.01	2.15	0	2.11
橄榄石	81.51	1.11	0.02	0.01	0.19	0	0	0	0.09	0.02	0	0	0	7.59	0.83	0.26	0.9	1.09	0.03	6.36
透辉石	80.51	4.87	0.06	0.06	0.06	0.03	0.02	0.02	0.28	0.04	0.02	0.01	0.7	0	2.16	0.59	1.35	1.53	0.07	7.63
长石	63.73	7.44	0.06	0.07	0.03	0.04	0.02	0.01	0.3	0.05	0.02	0.02	0.86	13.02	2.32	1.16	1.4	0	0.23	9.24

表4 主要矿物解离度数据/%



图1 样品嵌布特征和连生关系(光学显微镜) Fig.1 Distribution characteristics and associative relationship of samples (optical microscope)

结合表 3、表 4 的分析结果,认为钛铁矿解离 充分,选矿试验研究工作的重点应在强化微细粒 钛铁矿与辉石和橄榄石分离。



样品 MLA (扫描电镜) 图 2 Fig.2 Color map of sample MLA analysis (SEM)

浮选实验 2

原矿中脉石矿物解离度高,并且泥化严重,

微细粒矿泥的存在不仅会消耗大量药剂,还会干 扰浮选矿浆环境,增加浮选难度。相关研究表 明,浮选前预先将原矿处理,抛除一些脉石,可 为后续浮选提供较为优质的入浮物料。因此,考 察并对比了直接浮选,脱泥-浮选,以及四种预富 集+浮选的工艺流程指标,以获得适宜的高效的超 微细粒级钛铁矿选矿工艺。

2.1 直接浮选实验

直接浮选探索实验首先采用常规的浮选工艺 结构和浮选药剂制度,以原矿作为入浮物料,采 用硫酸作为抑制剂,MOH作为捕收剂,浮选工艺 流程结构为1粗1扫4精的工艺流程,详见实验 流程图3,可获得的浮选指标见表5。



图 3 直接浮选实验流程



:	表 5	直接浮选实验结果
Table 5	Test	results of traditional flotation

产品名称	产率/%	TiO2品位/%	TiO2回收率/%
钛精矿	17.74	39.96	41.74
中矿4	2.50	25.77	3.79
中矿3	3.58	16.13	3.82
中矿2	7.22	15.90	7.61
中矿1	9.41	16.18	8.96
扫选精矿	19.66	11.46	16.74
尾矿	39.90	7.38	17.35
原矿	100.00	16.98	100.00

表 5 的实验结果表明,采用直接浮选法,无法获得 TiO₂ 品位大于 46% 的钛精矿,且 TiO₂回

收率较低;此外,浮选时间长,浮选泡沫发粘, 浮选药剂的选择性捕收较差。主要是因为样品中 含有大量的微细粒级泥,对浮选药剂的吸附很 强,导致浮选药剂的选择性变差,无法较好实现 微细粒钛铁矿与脉石矿物的选择性分离。

2.2 脱泥-浮选实验

脱泥-浮选探索实验是采用浮选脱泥的方法优 先将一部分矿泥脱除,以改善和强化微细粒钛铁 矿的浮选过程,同时降低浮选药剂的消耗和提升 浮选药剂的选择性。浮选工艺结构和浮选药剂制 度为先进行图4脱泥预处理得到入浮物料,在进 行图3传统浮选流程,浮选结果见表6。



图 4 脱泥预处理流程 Fig.4 Flow chart of desliming pretreatment

表 6 脱泥-浮选实验结果

Table 6 Test results of desliming and flotation									
产品名称	产率/%	TiO2品位/%	TiO2回收率/%						
钛精矿	17.12	42.24	42.76						
钛中矿4	2.17	34.18	4.38						
钛中矿3	3.25	20.77	3.99						
钛中矿2	5.55	16.64	5.46						
钛中矿1	9.44	10.82	6.04						
扫选精矿	10.93	16.78	10.84						
矿泥	19.32	15.14	17.30						
尾矿	32.22	4.85	9.24						
给矿	100.00	16.92	100.00						

表 6 中实验结果表明,采用脱泥-浮选工艺所 得到的指标优于直接浮选工艺,但仍然无法获得 TiO₂ 品位大于 46% 的钛精矿,且 TiO₂回收率较 低。尽管加入了少量捕收剂进行预先脱泥,使得 后面的浮选过程得到了改善,但由于浮选矿泥中 夹带了大量的微细钛铁矿,导致浮选指标较差。

2.3 离心-浮选实验

离心预富集为一次粗选工艺,离心预富集的 条件参数:给矿浓度15%、漂洗水量4L/min、转 速1000 r/min,先通过图5流程对原矿进行离心预 富集得到入浮物料,然后进行图6所示浮选流程,结果见表7。



图 5 离心预富集实验流程 Fig.5 Flow chart of centrifugal preenrichment test



表 7 离心-浮选实验结果

1	able / I	est results of	cenum	ugai-n	otation	
产品	名称	产率/%	TiO2品位/%		TiO2回收率/%	
离心	尾矿	22.10	10.18		13.26	
	钛精矿	17.35		45.17		46.19
离心精矿	浮钛中矿	77.90 42.22	18.89	14.45	86.74	35.95
	浮选尾矿	18.33		4.25		4.59
原	矿	100.00	16.	.97	100	0.00

由表 7 实验结果可知,采用离心机进行预先 富集有一定的效果。在抛除了 22.10% 的微细粒矿 泥后,离心精矿 TiO₂ 品位达到了 18.89%,TiO₂ 回收率为 86.74%。离心精矿采用 1 粗 4 精的浮选 工艺流程,可获得钛精矿品位达到了 45.17%,比 直接采用浮选工艺的指标明显要好。

2.4 超导-浮选实验

考虑到原矿中仍含有少量强磁性矿物,进入 超导磁选易造成精矿夹杂及精矿难冲洗等问题, 因此在进入超导磁选前采用中磁先预选,中磁预 选实验条件:给矿浓度15%,中磁预选的磁场强 度为0.6T;超导磁选实验条件:给矿浓度15%, 给矿速度15 cm/s,超导磁选的磁场强度2.5T。先 通过图7超导预富集得到入浮物料,然后通过图6 浮选流程进行浮选,所获得的实验结果见表8。



图 7 超导预富集实验流程

Fig.7 Flow chart of superconducting preenrichment test

表 8 超导-浮选实验结果

Table 8 Test results of superconductivity-flotation								
产品	名称	产率	፩/%	TiO ₂ ⊓	品位/%	TiO2回	收率/%	
超导	尾矿	36.20		8.12		15.41		
	钛精矿		15.96		46.08		43.36	
超导精矿	浮钛中矿	63.80	32.98	21.98	18.28	82.67	34.47	
	浮选尾矿		15.86		5.18		4.84	
原	矿	100	0.00	16	.96	100	.00	

由表 8 可知,采用"一段中磁预选-超导磁选" 工艺,抛除了 36.20% 的微细粒矿泥,获得的预富 集精矿 TiO₂ 品位为 21.98%,回收率为 82.67%。 预富集精矿经过 1 粗 4 精的浮选工艺流程,可获 得钛精矿品位达到了 46.08%,开路浮选作业回收 率达到了 52.45%,全流程回收率达到了 43.36%的 指标。

2.5 强磁-浮选实验

强磁预富集工艺为一粗一扫工艺,工艺参数:棒介质1.0mm、冲次300次/min、冲程35mm、给矿浓度为15%、强磁粗选的磁场强度为1.0T、强磁扫选磁场强度为1.3T;先进行图8强磁预富 集得到入浮物料,然后进行图6流程进行浮选,实验结果见表9。



图 8 强磁预富集实验流程 Fig.8 Flow chart of high intensity magnetic preenrichment test

= 0	2278、河生中心4	生田
রহ প	518103-7子1元头5575	二 无

Table 9	Test result	ts of high	intensity	magnetic f	lotation
---------	-------------	------------	-----------	------------	----------

产品名称		产率/%	TiO2品位/%		TiO2回收率/%		
强磁尾矿		45.32	9.32		24.93		
	钛精矿	15.91		46.62		43.78	
强磁精矿	浮钛中矿	54.68 25.49	23.26	18.60	75.07	27.99	
	浮选尾矿	13.28		4.21		3.30	
原矿		100.00	16.94		100.00		

由表 9 的结果可知,采用"一粗一扫强磁选" 工艺,可抛除 45.32% 的微细粒矿泥,最终可获得 TiO₂ 品位为 23.26%,回收率为 75.07% 预富集精 矿。强磁预富集精矿经过 1 粗 4 精的浮选工艺流 程,可获得钛精矿品位达到了 46.62%,开路浮选 作业回收率达到了 58.32%,全流程回收率达到了 43.78% 的指标。

2.6 悬振-浮选实验

悬振锥面选矿机是依据拜格诺剪切松散理论 和流膜选矿原理研制开发出的一种微细粒新型重 选设备。悬振预富集为条件参数:给矿浓度15%、 转速22 r/min、振频18 Hz/min。先进行图9悬振 预富集得到入浮物料,然后通过图6流程进行浮 选,实验结果见表10。



图 9 悬振预富集实验流程 Fig.9 Flow chart of suspension vibration + preenrichment test

表 10 悬振+浮选试验结果

Table 10 Test results of suspension violation + notation										
产品名称		产率/%		TiO2品位/%			TiO2回收率/%			
悬振尾矿		51.86		9.38			28.69			
悬振精矿	钛精矿 浮钛中矿	48.14	35.27	14.85 20.42	25.12	32.84	46.78 22.71	71.31	68.32	40.97 27.35
浮选尾矿			12.87		3.95			2.99		
原矿		100.00		16.96			100.00			

由表 10 可知,采用"悬振选矿"工艺,抛除 了 51.86%的微细粒矿泥,可获得 TiO₂ 品位为 25.12%,回收率为 71.31%的预富集精矿。预富集 精矿经过1粗4精的浮选开路工艺流程,获得了 TiO₂ 品位 46.78%、回收率 40.97%的钛精矿。开 路浮选作业回收率达到了 57.45%。

2.7 综合对比分析

由图 10 可知,四种预富集精矿中,TiO₂ 品位 最高的是悬振精矿,强磁和超导精矿 TiO₂ 品位居 中,最低的是离心精矿;离心精矿回收率最高, 为 86.74%,远高于强磁精矿(75.07%)和悬振精 矿(71.31%)。综合分析,悬振和强磁选可以获 得品位较高的预富集精矿,有利于后续浮选作 业,离心和超导可以获得回收率较高的预富集精 矿,可保证钛铁矿的有效回收。





由图 11 可知,离心、超导、强磁、悬振预富 集精矿分别经浮选开路精选后,各浮选精矿 TiO, 品位差别较小,除离心浮选精矿品位为45.17% 外,其余三种预富集的浮选精矿TiO₂品位都大于 46%,强磁预富集+浮选全流程的TiO₂回收率高于 悬振预富集+浮选和超导预富集+浮选工艺。



Fig.11 Comparison of four pre-enrichment + flotation process indexes

此外,考虑到超导预富集工艺工业实施投入 大、目前尚无成熟工业案例;而强磁选和悬振预 富集工艺易于工业化实施,但悬振选矿机的单机 处理能力有限;综合分析,强磁选预富集工艺是 目前最合适的预富集工艺。

3 结 论

(1) 原矿中 TiO₂含量为 16.85%,品位较低;脉石矿物主要为辉石、橄榄石、绿泥石等。
原矿中 TiO₂大部分集中在-0.019 mm,产率占
79.22%,其中-0.010 mm TiO₂产率占 42.05%,分
布率达 49.75%,基本已到了浮选粒级的下限。

(2)工艺矿物学研究表明,样品中钛铁矿含 量 32.37%,钛磁铁矿 3.7%,黄铁矿 0.22%,脉石 矿物总量为 63.71%,辉石 39.65%,橄榄石 9.84%。 钛铁矿解离度 75.84%,黄铁矿解离度 69.97%,透 辉石解离度 80.51%,橄榄石解离度 81.51%,长石 解离度为 63.73%。结合显微镜观察结果,认为钛 铁矿解离充分,选矿试验研究工作的重点应在强 化微细粒钛铁矿与辉石和橄榄石分离。

(3)直接浮选和脱泥-浮选工艺无法获得 TiO₂品位大于46%的钛精矿产品针对该原矿的特 点,利用离心、悬振、超导、强磁分别对原矿进 行预富集。并将4种预富集工艺分别与浮选组成 "离心-浮选"、"超导-浮选"、"强磁-浮选"、"悬 振-浮选"联合流程,通过对各预富集产品、联合 流程分选指标对比分析,确定了微细粒级钛铁矿 较优的联合工艺为"强磁-浮选"工艺,最终可获得 钛精矿品位达到了 46.62%,开路浮选作业回收率 达到了 58.32%,全流程回收率达到了 43.78%的 指标。

参考文献:

[1] 严伟平, 曾小波. 攀西地区钒钛磁铁矿资源开发利用水平 评估方法研究[J]. 矿产综合利用, 2020(6):79-83.

YAN W P, ZENG X B. Study on the evaluation method of development and utilization level of vanadium-titanium magnetite mine in Panxi district[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(6):79-83.

[2] 惠 博,杨耀辉.攀西红格矿区橄辉岩型钒钛磁铁矿矿石 性质研究及对选矿工艺的影响[J].矿产综合利用,2020(4): 126-129.

HUI B, YANG Y H. Properties of olive-pyroxene vanadiumtitanium magnetite ore in Hongge mining area of Panxi research and influence on mineral processing technology[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(4):126-129.

[3] 叶恩东, 吴轩. 攀西钛精矿主要杂质元素赋存状态研 究[J]. 钢铁钒钛, 2017, 38(4):63-68.

YE E D, WU X. Research of the occurrence state of the main impurities in Panxi ilmenite[J]. Iron Steel Vanadium Titanium, 2017, 38(4):63-68.

[4] 吴本羨. 攀西地区钛铁矿的工艺特征[J]. 矿产综合利用, 1987(1):74-79.

WU B X. Technological characteristics of ilmenite in Panzhihua-Xichang area[J]. Multipurpose Utilization of Minerals, 1987(1):74-79.

[5] 曹玉川, 黄光耀, 刘星. -38 μm 粒级钛铁矿高效回收试验 研究[J]. 矿冶工程, 2012, 32(4):48-50.

CAO Y C, HUANG G Y, LIU X. Study on high-efficiency recovery of ultrafine ilmenite(- $38 \mu m$)[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2012, 32(4):48-50.

[6] 谢泽君.选钛厂细粒钛铁矿浮选探讨[J].攀钢技术, 1998(6):24-28.

XIE Z J. Discussion on flotation of fine ilmenite from titanium separation plant[J]. Pangang Technology, 1998(6):24-28.

[7] 余家华, 刘洪贵. 国内外钛矿和富钛料生产现状及发展趋势[J]. 世界有色金属, 2003(6):4-8.

YU J H, LIU H G. Status quo of production of titanium ores and concentrates at home and abroad and trend of development[J]. World Nonferrous Metals, 2003(6):4-8. [8] Chen L, Ren N, Xiong D. Experimental studyon performance of continuous centrifugal concentrator in reconcentrating fine hematite[J]. International Journal of Mineral Processing, 2008, 87(1/2):9-16.

[9] Xiong D. Research and commercialization of treatment of fine ilmenite. with Slon magnetic separators[J]. Magnetic and Elictrical Separation, 2000, 4(10):121-127.

[10] 张松, 杨波. 悬振锥面选矿机的工业应用现状[J]. 矿产 综合利用, 2019(3):22-26. ZHANG S, YANG B. Industrial application status of hang and vibrate of cone concentrator[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(3):22-26.

[11] 闫艳军. 白云鄂博共伴生矿高梯度超导磁选预富集工艺研究 [D]. 包头: 内蒙古科技大学, 2019.

YAN Y J. Study on Preconcentration of Bayan Obo associated ore using high gradient superconducting magnetic separation [D]. Baotou: Inner Mongolia University of Science and Technology, 2019.

Research on Mineral Processing Technology of Ultrafine Ilmenite Resources in Panzhihua-Xichang Area

Yan Weiping, Li Weisi, Yang Yaohui, Zeng Xiaobo, Deng Jian, Li Lun (Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Technical Research Centre for Comprehensive Utilisation of Metallic Mineral Resources, CGS, 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. Aiming at the problem of difficult recovery of ultrafine ilmenite from a concentrator in Panzhihua-Xichang Area, a comparative study of flotation process was carried out. Using direct flotation, desliming flotation, "centrifugal-flotation", "superconducting flotation", "strong magnetic flotation", "suspension vibration-flotation" and other beneficiation processes, the test results show that: direct flotation and desliming flotation processes can not obtain titanium concentrate products with TiO₂ grade greater than 46%. Suspension vibration and high intensity magnetic separation can obtain higher grade preenriched concentrate, which is conducive to the subsequent flotation operation. Centrifugation and superconductivity can obtain higher recovery of preenriched concentrate, which can ensure the effective recovery of ilmenite. But considering that superconducting preenrichment technology industry implementation investment is large, there is no mature industrial case at present; The high intensity magnetic separation and suspended vibration separator is limited. Therefore, the optimal flotation process was finally determined to be "strong magnetic flotation", which could obtain the index of titanium concentrate grade of 46.62%, recovery rate of 58.32% in open flotation operation and recovery rate of 43.78% in the whole process.

Keywords: Mineral processing engineering; Ultrafine ilmenite; Combined process; Strong magnetic field; Flotation