攀西某超微细粒物料中钛铁矿选矿回收实验研究

邓建,杨耀辉,严伟平,曾小波,李维斯

(中国地质科学院矿产综合利用研究所,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。本研究针对攀西某选厂超微细粒物料进行了超微细粒钛铁矿 选矿回收实验研究,确定了强磁预富集-浮选的整体工艺流程,获得了优化的选矿回收工艺流程及条件参数,应 用了适用于该类超微细粒钛铁矿回收的浮选药剂 EM-A 和 EM326。结果表明,通过强磁预富集-浮选脱硫+浮选 脱泥+一粗一扫五次精选中矿再选返回的选钛流程,最终可获得钛精矿产品 TiO₂ 品位 45.56%,回收率 47.10% 的良好指标,为该类超微细粒物料中钛铁矿资源回收提供了技术参考。

关键词: 矿物加工工程; 超微细粒物料; 钛铁矿; 选矿回收

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2023.04.004

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532(2023)04-0027-08

钛是一种重要战略金属,因其具有质量小、 强度高、化学性质稳定等特点,被广泛应用于化 工、电力、冶金、制盐、医药、航空航天、船 舰、潜艇以及制造化工、化纤工业等行业,在国 民经济发展中都有着举足轻重的作用^[1-2]。我国是 钛矿资源大国,资源储量位居全球首位,其中攀 西(攀枝花-西昌)地区钛矿资源储量占全国储量 的 90% 以上,主要存在于多金属共生的钒钛磁铁 矿中^[3-4]。攀西地区可回收钛矿资源主要以钛铁矿 (FeTiO₃)形式存在,TiO₂理论含量为 52.63%, 是提取钛原料的主要矿物。经过多年的技术变革 与发展,目前已形成了原矿"阶磨阶选"弱磁选 铁,弱磁尾矿"强磁-浮选"选钛的铁、钛原则分选 流程^[5-6]。

随着矿山的深部开采,矿石中有用矿物嵌布 粒度越来越细,加上市场对铁精矿品位的要求不 断提高,为了保证铁精矿的质量,通常需要对入 选原料细磨以达到更好的解离,导致了大量的微 细粒钛铁矿颗粒产生^[7-8]。微细粒矿物具有质量 小、比表面积大、表面能高等特点,导致浮选中 药剂对其选择性减弱,进入浮选系统会严重恶化 选钛作业,为保障选钛作业的正常生产,通常微 细粒含钛物料在强磁选、浮选前被预先分离成尾 矿,造成资源流失,这也是导致选钛厂总回收率 偏低的主要原因之一^[9-11]。因此,加强对微细粒物 料中钛铁矿的回收,对提高钛矿资源的综合利用 率意义重大^[12]。

本研究以攀西某选矿厂中产生的微细粒物料为研究对象,通过考察不同选矿工艺流程、选矿技术参数及浮选药剂等,确定了该物料较优的回收方案。针对该微细粒钛铁矿样品,最终可获得钛精矿产品 TiO₂ 品位 45.56%,回收率 47.10%的良好指标,为该类微细粒物料中钛资源的回收提供了参考。

1 试样性质

1.1 样品化学成分

实验选钛物料为攀西某选矿厂生产过程中所 产生的4种微细粒物料按实际产量混合而得,选

收稿日期: 2023-06-18

作者简介:邓建(1994-),男,助理研究员,主要从事钒钛磁铁、萤石等战略矿产资源选矿技术与应用推广研究相关工作。

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)

钛混合物料的 X 荧光光谱分析结果见表 1。从分析结果表明可以看出,该物料 TiO,含量较低,脉

表 1	选钛给料 X 荧光光谱分析结果/%
· • • •	

Table 1 X-ray fluorescence spectrum analysis results of titanium mixture															
TiO ₂	Fe	MgO	SiO ₂	Al_2O_3	P_2O_5	SO_3	K ₂ O	CaO	Na ₂ O	NiO	Co ₃ O ₄	Cr_2O_3	MnO	Nb_2O_5	SrO
12.37	21.38	15.86	32.08	7.08	0.27	0.66	0.20	8.33	0.53	0.15	0.079	0.096	0.32	0.004	0.026

1.2 样品粒度分布

选钛混合物料粒度分布见表 2。

表 2 选钛给料粒度分析结果 Table 2 Particle size analysis results of titanium separation mixture

产品名称/mm	产率/%	TiO2品位/%	分布率/%
+0.015	8.39	11.21	7.60
-0.015+0.074	17.47	12.74	17.98
-0.074 + 0.038	8.70	11.36	7.98
-0.038 + 0.019	12.24	13.05	12.90
-0.019	53.20	12.46	53.54
给料	100.00	12.38	100.00

可以看出,选钛混合物料粒度非常细,-0.038 mm 65.44%,其中-0.019 mm 53%以上,+0.038 mm TiO₂ 金属分布率仅 34% 左右,微细粒钛铁矿 含量相当高,属于超微细粒钛铁矿,回收难度较大。

2 实验结果与讨论

针对该物料有用矿物含量低、脉石含量高、 粒度超细难分选等特点,实验采用"强磁选预富 集-浮选"的主流钛铁矿选矿工艺流程,并对选矿 回收工艺流程、技术参数和浮选药剂进行优化, 最终获得适宜于该类超微细钛铁矿的选矿回收 方法。

2.1 磁选预富集实验研究

由于物料 TiO₂ 品位较低且粒度较细,浮选回 收前需要进行预富集以达到适宜的入浮物料 TiO₂ 品位并抛除部分脉石矿物。实验采用金环湿式高 梯度磁选机 Slon-250 进行了不同磁场磁感应强 度、脉冲、给矿浓度强磁选预富集实验研究,以 获得适宜于该物料的磁选预富集技术参数和工艺 流程。

2.1.1 磁选机磁场磁感应强度优化实验

实验分别进行了不同磁场磁感应强度实验, 研究不同磁场磁感应强度下该物料的回收效果及 规律,磁场磁感应强度大小为:0.8、0.6、0.5和 0.4 T, 脉冲为 60 次/min, 给矿固体浓度为 20%, 结果见图 1。

石含量较高,获得合格的钛精矿产品难度较大。





由图 1 可知,随着磁场磁感应强度的增加钛铁矿精矿 TiO₂的品位降低,回收率增加。在一次粗选的情况下,磁场磁感应强度为 0.8T 时,可获得 TiO₂ 品位 14.98%,回收率 82.62%的预富集产品。当磁场磁感应强度下降为 0.6 T 时,可获得 TiO₂ 品位 15.82%,回收率 72.25%的预富集产品,回收率有大幅度的降低,品位提升较少。当磁场磁感应强度下降为 0.4 T 时,可得到 TiO₂ 品位 17.75%预富集产品,但回收率仅 62.48%。综合考虑,为保证回收率,粗选磁场磁感应强度确定为 0.8 T,后续需进行精选优化以获得合适品位的预富集产品。

2.1.2 磁选机脉冲优化实验

为进一步优化 Slon 高梯度磁选机的预富集效 果,考察不同的脉冲大小对选钛的影响。脉冲大 小设置为: 20、40、60、80 和 100 次/min,磁场 磁感应强度为 0.8 T,给矿固体浓度为 20%,实验 结果见图 2。

由结果可知随着脉冲次数的增加钛铁矿精矿 产率有明显的减少,品位有一定的提升,说明脉 冲可以有效的分散微细粒钛铁矿,但随着脉冲的 增加其回收率有一定的减少。综合考虑产率、回 收率与品位参数,确定脉冲为60次/min较为适宜。





2.1.3 磁选机给矿固体浓度优化实验

给矿浓度也是影响磁选效果的又一重要因素,实验研究了15%、20%、25%和30%的磁选给矿浓度,磁场强度为0.8T,脉冲为60次/min 实验结果见图3。





由结果可知,随着给矿固体浓度的增加钛铁 矿精矿品位降低,回收率有一定的增加。综合考 虑回收率与品位参数,确定给矿浓度为 20% 较为 适宜。

2.1.4 流程优化实验

根据之前的预富集研究,进行一次粗选(0.8 T) 的情况下可获得 TiO₂ 品位为15% 左右,回收率 为83% 左右的预富集产品。为了研究不同品位入 浮物料的浮选情况差异,以确定该物料最优的预 富集工艺,分别进行了一次粗选(0.8 T)、一次 粗选一次精选(粗选 0.8 T,精选 0.6 T)、一次粗 选两次精选(粗选 0.8 T,精选 I 0.6 T,精选 II 0.6 T)的三种磁选预富集流程,其中给矿浓度均 为 20%,脉冲均为 60 次/min,制得三种不同品位 预富集产品进行浮选实验对比。其中,一次粗选 流程获得(物料3)TiO₂品位为14.98%,预富集 TiO₂回收率为82.14%的选矿指标;一次粗选一次 精选获得(物料2)TiO₂品位为16.31%,预富集 TiO₂回收率为73.18%的选矿指标;一次粗选两次 精选流程获得(物料1)TiO₂品位为17.68%,预 富集TiO₅回收率为70.17%的选矿指标。

浮选实验捕收剂采用 EM326,柴油为辅助捕 收剂,抑制剂采用 EM-A,硫酸做调整剂,采用脱 硫-脱泥-一粗一扫四精的流程进行实验对比,结果 见图 4。





由图 4 可知,入浮物料 1 (TiO₂ 17.68%)最终可获得精矿 TiO₂ 品位 46.59%,浮选作业回收率 42.33%的浮选指标;入浮物料 2 (TiO₂ 16.31%)最终可获得精矿 TiO₂ 品位 45.57%,浮选作业回收率 41.19%的浮选指标;入浮物料 3 (TiO₂ 14.98%)最终可以获得钛精矿 TiO₂ 品位 40.79%、回收率 42.79%的浮选指标。可以看出随着入浮物料TiO₂ 品位提高,浮选效果有明显改善,通过对比可知经 2 次精选后的入浮物料 1 (TiO₂ 17.68%)更有利于后续浮选。综合考虑,一次粗选两次精选(0.8 T、0.6 T、0.6 T)预富集流程较适合于该微细粒钛铁矿物料。

2.2 浮选实验研究

浮选给料由前研究确定的较优预富集条件 制得,TiO2品位17.68%,预富集TiO2回收率为 70.17%。入浮物料粒度组成及金属分布情况见 表3。浮选实验通过粗选条件实验确定了粗选作业 药剂种类、较佳用量,并在此基础上开展了全流 程浮选实验,确定各阶段药剂用量和浮选工艺流 程,最终确定该物料的较佳浮选工艺、条件与药 剂等。

表	3 入浮给料粒度组成及金属分布情况
Table 3	Particle size composition and metal distribution of
	floating feed

floating feed									
粒级/mm	产率	率/%	TiO ₂	TiO ₂					
1=1000	个别	累积	品位/%	分布率/%					
+0.074	4.92	4.92	13.73	3.83					
-0.074 + 0.038	12.78	17.70	14.84	10.74					
-0.038+0.030	10.98	28.68	16.58	10.31					
-0.030+0.019	21.22	49.90	16.94	20.36					
-0.019+0.010	15.63	65.53	17.75	15.72					
-0.010	34.47	100.00	20.00	39.04					
合计	100.00		17.66	100.00					

由表 3 可知,入浮给料粒度较细,-0.019 mm 粒级占 50.1%,-0.001 mm 34.47%,-0.019 mm 粒 度 TiO₂分布率占 54.75%,-0.010 mm 粒度 TiO₂分 布率占 39.04%,细粒 TiO₂ 品位明显高于粗粒级物 料 TiO₂ 品位,钛铁矿更富集在细粒级中,其微细 粒物料含量较多导致其浮选难度较大。

2.2.1 捕收剂种类筛选实验

该给料中含有少量的钴镍铜等硫化矿物,浮选选钛前增加脱硫作业。浮选选钛实验优选了目前应用较好的钛铁矿捕收剂 MOH,该选厂现场用 捕收剂 XC-B,以及自主研发的微细粒钛铁矿专用 捕收剂 EM326 进行捕收剂对比实验。捕收剂种类 对比实验结果见图 5。





实验结果表明, MOH 捕收能力较弱而选择性 较好, XC-B 捕收能力较强但选择性稍弱, 而 EM326 同样具有较好的捕收能力但选择性较 XC-B 稍高,由于其粗选效果相似,为进一步对比 XC-B 与 EM326 的捕收剂效果,进行了"一粗一扫四 次精选"开路实验。实验结果见图 6。

由结果可以看出, XC-B 虽然捕收能力较强于 EM326, 但其在选择性弱于 EM326, 导致其在精 选过程中脉石矿物与钛铁矿的分离难度增大, 虽 然经过精选后的最终精矿回收率相近,但 EM326 浮选产品 TiO₂ 品位高 2%,在该微细粒物料浮选 中 EM326 具有更为明显的优势。EM326 在该微细 粒物料中的浮选效果较优于 XC-B,捕收剂采用 EM326 作为浮选捕收剂。



图 6 XC-B 与 EM326 捕收剂对比实验 Fig.6 Comparative test of XC-B and EM326 collectors

2.2.2 抑制剂种类筛选实验

由于微细粒物料浮选过程中药剂对矿物的选择性减弱,为增大矿物之间的表面性质的差异,更好的实现脉石矿物与钛铁矿的分离,需要添加高选择性以及分散作用的调整剂来实现,实验研究考察了水玻璃、氟硅酸钠、草酸及自制 EM-A等四种不同种类抑制剂对钛铁矿浮选过程的影响,抑制剂种类对比实验结果见图 7。





实验结果表明,水玻璃抑制能力较弱,草酸抑制作用太强,相比前两者氟硅酸钠与 EM-A 的浮选指标较好,其中 EM-A 作为抑制剂时一方面可活化钛铁矿的浮选(提高浮选 TiO₂ 回收率),另一方面还可强化对脉石矿物的选择性抑制与分散(提高粗精矿 TiO₂ 品位)。EM-A 具有较优于其他抑制剂的浮选指标,因此实验确定 EM-A 为该样品选钛浮选抑制剂。

2.2.3 捕收剂用量实验

为获得更好的浮选指标,对捕收剂 EM326 的 合适用量进行了单独实验研究,捕收剂用量实验 结果见图 8。



图 8 浮钛捕收剂 EM326 用量实验



实验结果表明,随着捕收剂 EM326 用量的增加, 钛粗精矿 TiO₂ 回收率呈上升趋势, 精矿 TiO₂ 品位呈下降趋势。综合回收率与品位指标后,确定后续实验选择捕收剂 EM326 用量 2500 g/t 较为合适。

2.2.4 抑制剂用量实验

EM-A 是钛铁矿浮选过程中的重要脉石矿物抑制剂,为发挥其较佳效果,实验考查其对该类给矿的适应性以及确定适宜用量。EM-A 用量实验结果见图 9。





由图 9 实验结果可知,抑制剂 EM-A 用量对 钛粗精指标影响较大,EM-A 用量为 0 g/t(即不添 加)时对脉石抑制效果较差,脉石大量上浮影响 精矿品质,分选效果差;EM-A 用量大于 300 g/t 后,随着 EM-A 用量增加,钛粗精矿品位有一定 幅度的提升,但回收率受到影响。综合考虑钛粗 精矿的品位和收率, EM-A 合适的用量在 200~300 g/t 左右为宜,选择 EM-A 用量 200 g/t 作为最 优抑制剂用量。

2.2.5 调整剂硫酸用量实验

在浮选中,矿浆 pH 值是影响矿物表面电性和 药剂活性的重要因素,在钛铁矿浮选中对最终精 矿的指标影响巨大。实验中通过调节硫酸用量调 节矿浆 pH 值,考查浮选矿浆 pH 值(硫酸用量) 与钛粗精矿指标变化关系。硫酸用量实验结果见 图 10。



Fig.10 Test of sulfuric acid dosage of floating titanium regulator

由图 10 实验结果可知,硫酸在钛铁矿浮选时 对精矿品位及回收率影响较大,矿浆 pH 值随着硫 酸用量增大而降低,钛粗精矿品位逐渐升高,回 收率逐渐降低。粗选 pH 值应保持在 4 以上,才能 使钛铁矿良好上浮,pH 值低于 4 时,部分钛铁矿 受到抑制,泡沫层也变得薄而脆,不利于浮选的 进行。当 pH 值>5 时脉石矿物易上浮,导致钛粗精 矿品位较低。通过对比当硫酸用量 2000~2500 g/t 时,即 pH 值在 4~4.6 时其浮选指标较优。后续 实验选择硫酸用量 2500 g/t 进行实验,控制浮选矿 浆 pH 值约 4.0 左右。

2.3 脱泥开路对比实验

由于药剂对物料中较细的泥化矿物几乎失去 选择性,其存在会严重影响精矿品位,同时消耗 大量药剂。因此在浮选前增加脱泥环节,以减少 其在后续浮选中的影响。实验进行了浮选脱泥 (在矿浆中加入少量捕收剂将其中的较细物料部 分浮选脱除)以及物理脱泥(利用离心机在较低 的离心力下进行脱泥)两种脱泥方式对比,采用 脱硫-脱泥-一粗一扫四精开路实验,实验结果见图11。



由结果可以看出,脱泥虽然对回收率有一定 的影响,浮选开路回收率保持在40%左右,但可 以有效的提高浮选精矿 TiO₂ 品位,增加药剂的选择性。同时,由于整体粒度偏细,物理脱泥难以控制,容易造成较大钛铁矿损失,采用浮选脱泥的方式更适合该微细粒钛铁矿的回收。

2.4 闭路实验

根据开路实验结果,闭路实验采用脱硫-脱泥-一粗一扫五精的浮选流程,并进行中矿1+中矿 2 合并再选返回与中矿顺序返回两种流程对比,以 获得较优的浮选工艺流程。实验捕收剂采用 EM326, 柴油为辅助捕收剂,抑制剂采用 EM-A,硫酸做调 整剂,药剂用量一致,其中中矿再选返回闭路实 验流程见图 12,对比结果见表 4。



图 12 浮选闭路实验流程 Fig.12 Flow chart of closed circuit flotation test

表 4 浮选闭路实验结果										
Tab	Table 4 Results of closed circuit flotation test									
立日夕物		矿再选	/%	顺序返回/%						
广而名称	产率	品位	回收率	产率	品位	回收率				
钛精矿	25.79	45.56	67.12	28.32	43.65	69.82				
泥	8.57	17.42	8.53	8.38	17.84	8.44				
硫精矿	8.86	16.76	8.48	9.09	16.58	8.51				
尾矿1	41.76	4.72	11.26	54 21	1 22	12.22				
尾矿2	15.02	5.37	4.61	J4.21	4.32	13.23				
原矿	100.00	17.50	100.00	100.00	17.70	100.00				

由表4结果可以看出,中矿再选可以有效提高精矿TiO,品位到45.56%,获得合格的精矿产

品,同时也确保了回收率在 67.12%,因此,中矿 再选流程更适宜于此微细粒物料的浮选回收。

2.5 指标评价与产品分析

对钛精矿产品进行产品检查,主要包括化学 多项分析、粒度筛析。

钛精矿化学多项分析结果见表 5。

钛精矿粒度组成及金属分布情况见表 6,由 表 6 可知,精矿产品粒度较细,其中-0.010 mm 含 量占一半左右,微细粒钛铁矿得到了有效回收, 实现了该超微细粒物料中钛铁矿的选矿回收,为 此类微细粒钛资源的回收利用提供了可靠的技术 参考。

表 5	钛精矿	└化学多项分析结果/%
1		1

Table 5 Chemical multiple analysis results of titanium concentrate															
TFe	FeO	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	V ₂ O ₅	Cu	Co	Ni	SiO ₂	Al_2O_3	CaO	MgO	S	P ₂ O ₅	K ₂ O	Na ₂ O
33.45	38.16	44.60	45.56	0.121	0.034	0.026	0.124	6.403	1.726	1.860	4.771	0.162	0.078	0.036	0.101

表 6 钛精矿粒度组成及金属分布情况 Table 6 Particle size composition and metal distribution of

粒级/mm	产率/%	品位/%	分布率/%
+0.038	3.76	45.53	3.76
-0.038 + 0.030	8.05	46.81	8.27
-0.030+0.019	17.47	46.89	17.99
-0.019+0.010	22.17	45.32	22.07
-0.010	48.55	44.92	47.91
合计	100.00	45.53	100.00

3 结 论

(1)强磁选-浮选工艺可有效回收微细粒物料中的钛铁矿。针对攀西某微细粒物料样品,优化流程及参数下磁选预富集实验可获得 TiO₂ 品位17.68%,作业回收率 70.17%的强磁产品(入浮给料)。

(2)浮选实验应用自己研制的微细粒钛铁矿 专用捕收剂 EM326 和抑制剂 EM-A,在优化流程 及药剂用量条件下,可获得钛精矿含 TiO₂ 品位 45.56%,浮选作业回收率 67.12% 的选别指标。

(3)"强磁预富集+浮选"实验流程获得了钛 精矿产品品位 45.56%,回收率 47.10% 的良好指标。

参考文献:

[1] 邓建, 杨耀辉, 王洪彬, 等. 攀西某选铁尾矿中钛铁矿浮选

药剂优化实验研究[J]. 钢铁钒钛, 2022, 43(3):77-83.

DENG J, YANG Y H, WANG H B, et al. Experimental study on optimization of flotation reagents for ilmenite from an iron dressing tailing in Panxi area[J]. Iron Steel Vanadium Titanium, 2022, 43(3):77-83.

[2] 王丰雨, 徐晓衣, 梁焘茂, 等. 攀枝花超细粒级钛铁矿磁选 富集方法[J]. 钢铁钒钛, 2021, 42(2):79-85.

WANG F Y, XU X Y, LIANG T M, et al. Magnetic separation and enrichment method for Panzhihua ultrafine ilmenite[J]. Iron and Steel Vanadium and Titanium, 2021, 42(2):79-85.

[3] 吴贤, 张健. 中国的钛资源分布及特点[J]. 钛工业进展, 2006(6):8-12.

WU X, ZHANG J. Distribution and characteristics of titanium resources in China[J]. Progress in Titanium Industry, 2006(6):8-12.

[4] 朱福兴, 焦钰, 李亮, 等. 攀西钒钛磁铁矿的选矿技术现状 及发展趋势[J]. 矿冶, 2021, 30(4):26-32+40.

ZHU F X, JIAO Y, LI L, et al. Current situation and development trend of mineral processing technology for Panxi vanadium titanomagnetite[J]. Mining and Metallurgy, 2021, 30(4):26-32+40.

[5] 谭世国, 樊学赛, 蒋仁东, 等. 攀西某选厂选钛浮选动力学 特性研究[J]. 钢铁钒钛, 2022, 43(2):21-24.

TAN S G, FAN X S, JIANG R D, et al. Study on the kinetic characteristics of titanium flotation in a concentrator in Panxi[J]. Steel and Vanadium Titanium, 2022, 43(2):21-24.

[6] 申帅平, 袁致涛, 马龙秋, 等. 攀西微细粒钛铁矿工艺矿物

学特征[J]. 东北大学学报 (自然科学版), 2019, 40(4):580-584.

SHEN S P, YUAN Z T, MA L Q, et al. Process mineralogy characteristics of panxi fine grained ilmenite[J]. Journal of Northeast University (Natural Science Edition), 2019, 40(4):580-584.

[7] 崔毅琦, 王凯, 童雄, 等. 难选微细粒钛铁矿资源的回收利用研究概述[J]. 矿冶, 2014, 23(6):14-17+21.

CUI Y Q, WANG K, TONG X, et al. Overview of research on the recovery and utilization of refractory fine grained ilmenite resources[J]. Mining and Metallurgy, 2014, 23(6):14-17+21.

[8] 杨耀辉, 惠博, 严伟平, 等. 攀西微细粒钛铁矿工艺矿物学研究[J]. 矿产综合利用, 2020(3):131-135.

YANG Y H, HUI B, YAN W P, et al. Study on the process mineralogy of Panxi fine grained ilmenite[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(3):131-135.

[9] 李丽匣, 申帅平, 袁致涛, 等. 微细粒钛铁矿磁选回收率低 原因分析[J]. 中国矿业, 2018, 27(11):138-144.

LI L X, SHEN S P, YUAN Z T, et al. Analysis of the reasons for low magnetic separation recovery of fine ilmenite[J]. China Mining, 2018, 27(11):138-144.

[10] 陈攀, 翟计划, 王洪彬, 等. 微细粒钛铁矿浮选捕收剂改 性实验研究[J]. 稀有金属, 2018, 42(2):205-212.

CHEN P, ZHAI J H, WANG H B, et al. Experimental study on modification of flotation collectors for ultrafine ilmenite[J]. Rare Metals, 2018, 42(2):205-212.

[11] 李维斯, 陈攀, 杨耀辉, 等. 新型捕收剂 TZ-1 浮选微细粒 钛铁矿实验研究[J]. 矿产综合利用, 2022(2):86-91.

LI W S, CHEN P, YANG Y H, et al. Experimental study on flotation of fine ilmenite with a new collector TZ-1[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(2):86-91. [12] 马龙秋, 杜雨生, 孟庆有, 等. 钛铁矿浮选药剂及其作用 机理研究进展[J]. 金属矿山, 2018(3):7-12.

MA L Q, DU Y S, MENG Q Y, et al. Research progress in ilmenite flotation reagents and their action mechanism[J]. Metal Mines, 2018(3):7-12.

Recovery of Ilmenite from an Ultrafine Fine Particle Material in Panxi

Deng Jian, Yang Yaohui, Yan Weiping, Zeng Xiaobo, Li Weisi (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. This study conducted a test study on the recovery of Ilmenite from an Ultrafine Fine Particle Material in Panxi, determined the overall process flow of strong magnetic preconcentration flotation, obtained the optimized beneficiation and recovery process flow and condition parameters, and applied the flotation reagents EM-A and EM326 suitable for the recovery of this type of ultrafine ilmenite. Results show that through the titanium separation process of strong magnetic preconcentration flotation desulfurization + flotation desliming + one roughing and one sweeping five times of cleaning middlings in the beneficiation and return, the titanium concentrate product TiO₂ grade of 45.56% and the recovery rate of 47.10% can finally be obtained, which provides a technical reference for the recycling of titanium ilmenite in this kind of ultrafine materials.

Keywords: Mineral processing engineering; Ultrafine particle material; Ilmenite; Recovery