攀西地区某钒钛磁铁矿选钛工艺研究

曹玉川[1], 李辉跃[1], 李禄宏[1], 董英择[1], 安登极[1], 许海峰[1], 周瑜林[1], 王洪彬[2]

（1. 长沙矿冶研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012; 2. 攀钢集团矿业有限公司设计研究院, 四川 攀枝花 617063）

摘　要: 在查明攀西地区某钒钛磁铁矿多元素分析和目的矿物成分的基础上, 针对该矿石的选铁尾矿进行了磁选、重选、电选、浮选工艺研究, 揭示了各工艺对不同脉石矿物的去除规律。在此基础上, 确定了两种工艺流程, 采用粗粒电选-细粒浮选流程, 可获得精矿钛品位 47.11%、回收率 22.17% 的指标; 采用强磁精全浮流程, 可获得精矿钛品位 47.05%、回收率 22.08% 的指标。

关键词: 钒钛磁铁矿; 钛铁矿; 重选; 磁选; 电选; 浮选; 回收率

中图分类号: TF041, TF823　　**文献标志码:** A　　**文章编号:** 1004−7638(2021)02−0091−08

DOI: 10.7513/j.issn.1004-7638.2021.02.016　　**开放科学 (资源服务) 标识码 (OSID) :**

听语音 聊科研 与作者互动

Experimental study on titanium concentrate separation from Panxi vanadium-titanium magnetite

Cao Yuchuan[1], Li Huiyue[1], Li Luhong[1], Dong Yingze[1], An Dengji[1], Xu Haifeng[1], Zhou Yulin[1], Wang Hongbin[2]

(1. Changsha Research Institute of Mining and Metallurgy Co., Ltd., Changsha 410012, Hunan, China; 2. Design and Research Institute, Mineral Industry Co., Ltd., Pangang Group, Panzhihua 617063, Sichuan, China)

Abstract: Based on multi-element analysis and targeted mineral composition of the vanadium-titanium magnetite in Panxi area, the titanium concentrate separation including magnetic separation, gravity separation, electric separation, and flotation process had been carried out upon the iron tailings, in order to reveal removal methods of different gangue minerals by individual process. Therefore, two technological processes had been determined. The electric separation of coarse-grained particle-flotation process of fine-grained particle can be used to obtain a titanium concentrate grade of 47.11% and a recovery of 22.17%. The high intensity magnetic separation concentrate is floated with whole flotation process, and it can obtain titanium concentrate with grade 47.05% and recovery 22.08%.

Key words: vanadium-titanium magnetite, ilmenite, gravity separation, magnetic separation, electric separation, flotation, removal rate

0　引言

钛是我国重要的战略资源, 被誉为铁、铝之后的“第三金属”, 钛产品主要有金属钛(钛及其合金)和钛白, 金属钛广泛应用于航空航天、造船、医疗、珠宝、装饰及化工耐腐蚀工业; 钛白誉为“颜料之王”, 广泛应用于涂料、塑料、造纸、化纤、橡胶、油墨、搪瓷、电焊条、玻璃等领域[1−4]。

据美国地质调查局(U.S. Geological Survey, 2019)统计, 世界钛矿资源量总计为 20 亿 t(TiO_2), 主要分布于澳大利亚(储量占比 29.68%), 其次为中国(24.46%)、印度(9.83%)、南非(7.59%)、肯尼亚(7.13%)等。钛矿资源中钛铁矿占了资源总量的

收稿日期: 2020−12−06

89%，其余为金红石和锐钛矿[5]。

据《中国矿产资源报告 2019》统计，中国查明资源储量共计 8.26 亿 t（TiO_2），其中钛铁矿型资源占到国内总量的 97.34%，金红石型钛矿资源则严重不足，仅占 2.66%[5]。

钛铁矿的选矿工艺取决于矿石性质及矿物组成等因素，选矿方法包括重选、磁选、电选、浮选等及其它们的组合。

重选：设备简单、操作简便、生产成本低，对环境友好，但存在占地面积大、处理能力小、分选效率低、并且随着矿石嵌布粒度减小，重选适用性不断下降等问题[6−8]。重选主要应用在海滨砂矿的预处理、预富集或粗选抛尾，少数情况也能作为精选工序。

针对重选暴露的诸多问题，国内外科研工作者进行了不懈的探索：①摇床多层化发展，如苏联制造的折叠式双联三层摇床，英国制造的玻璃钢双层摇床，云锡公司的六层摇床等[9]；②基于复合力场的新设备研发，如陈晓鸣等研制的磁性摇床和磁性螺旋溜槽[10−11]，广州院研制的 GL 螺旋选矿机[8] 以及昆明理工大学的悬振锥面选矿机[12] 等。

磁选：工艺简单、操作方便、环境友好，能够去除大量脉石，大幅度减少入浮矿量，同时能够获得脱泥效果，为浮选创造良好的条件[6, 13]，但是磁介质易发生堵塞，并且脉石中通常含有弱磁性矿物，如钛辉石等，因此磁选仅能获得粗精矿，适合预处理、预富集或者粗选抛尾。

Zhitao Yuan 等将磁铁矿作为磁种、与油酸钠、硅酸钠、钛铁矿和钛辉石人工混合矿一起搅拌，可达到磁铁矿选择性罩盖钛铁矿表面的效果，经磁选作业，较之不添加磁种，可获得更高品位和回收率的钛精矿[14]。

Chen Lu-zheng 等研制的周期式离心高梯度磁选机，针对细粒级钛铁矿也取得了不错的试验指标[15]。

电选：工艺简单、环境友好，对于适宜粒度的给矿，通常能够获得高品位的钛精矿，并且分选效率高，攀钢选钛厂采用长沙矿冶院研制的 YD-3 型高压电选机选别重选粗精矿，原矿品位 28.86%，精矿品位 47.74%，作业回收率达 84.18%，但是电选设备处理能力小，给矿含水量需 < 1%，并且对给矿粒度要求严格，通常需将物料分级成−0.4 ~ +0.1 mm，−0.1 ~ +0.04 mm 粒级，因为不同粒级电选条件存在差异，电选对细粒级回收效率差，因为太细的物料在电选过程中易飞扬成为粉尘，造成电选车间粉尘污染严重，操作环境恶劣，严重损害工人的身心健康，同时这部分细颗粒还易吸附在电选机的辊筒上，形成一层坚硬的膜，减弱了辊筒的导电性，恶化选别效果。电选适合精选作业，为节约成本，电选给矿品位通常在 30% 左右[3, 8, 16−18]。

针对细粒级电选效果不理想，我国科研工作者进行了一定的改进，张宗华等研制的回旋电选机以及戴惠新等研制的气流式悬浮电选机均取得了不错的选别指标[8]。

浮选：分离钛铁矿与脉石矿物最为常见的选矿方法，尤其是细粒和极细粒级钛铁矿，具有显著的优越性。由于粒度较细，密度、磁性和电性差异减小，重选、磁选和电选方法难以分离，只能通过调控矿物表面性质的差异，采用浮选将其分离。但是浮选也存在着药剂用量大，选矿成本高、气温低时矿浆需加温等缺点[2, 7]。

袁致涛等采用磁处理油酸钠溶液浮选，尽管钛铁矿和钛辉石回收率均下降，但两者可浮性差异扩大[19]。

目前采用单一的方法很难获取较好的选别效果，联合工艺回收钛铁矿成为选钛技术的发展趋势。笔者针对某钒钛磁铁矿，通过单一工艺，揭示脉石矿物的去除规律，在此基础上设计了两种联合流程，获得了较为理想的试验指标。

1 矿石性质

矿石的化学多元素分析、铁钛物相分析及矿物含量结果见表 1 ~ 4。

表 1 矿石的化学多元素分析结果

Table 1 Chemical componentsof ore %

TFe	FeO	Fe_2O_3	TiO_2	V_2O_5	Cr_2O_3	Co	Ni	Cu	Sc_2O_3
22.60	15.04	15.73	8.26	0.18	0.48	0.018	0.067	0.023	0.004 7

SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Na_2O	K_2O	P	As	S	C
28.24	4.73	8.71	13.79	0.18	0.15	0.03	0.006 4	0.18	0.15

表 2 矿石中主要矿物的含量

Table 2 Main mineral contents in ore %

钛磁铁矿 磁铁矿	钛铁矿	钙钛矿	榍石	金属 硫化物	辉石	闪石	蛇纹石
26.84	5.97	0.12	1.52	0.30	37.32	6.28	7.69

绿泥石	石英 斜长石	石榴石 黝帘石	方解石 白云石	云母 滑石	磷灰石	尖晶石	其他
8.70	1.82	1.68	0.60	0.72	0.16	0.12	0.16

表 3　矿石中铁的化学物相分析结果
Table 3　Iron contents in various minerals　%

铁相	含量	分布率
钛磁铁矿中铁	15.43	68.27
赤(褐)铁矿中铁	0.92	4.07
钛铁矿中铁	2.26	10.00
碳酸盐中铁	痕量	痕量
硫化物中铁	0.13	0.58
硅酸盐中铁	3.86	17.08
合计	22.60	100.00

表 4　矿石中钛的化学物相分析结果
Table 4　TiO_2 contents in various minerals　%

钛相	含量	分布率
钛磁铁矿中TiO_2	3.33	40.31
钛铁矿中TiO_2	3.58	43.34
脉石中TiO_2	1.35	16.35
合计	8.26	100.00

由表 1 ~ 4 可知:

1)矿石中主要回收的元素或组分是 Fe 和 TiO_2, V_2O_5、Cr_2O_3、Co 和 Ni 可综合回收。

2)需要排除的脉石组分主要是 SiO_2 和 MgO, 次为 CaO 和 Al_2O_3, 四者含量合计为 55.47%。对铁矿物的回收来说, 有害杂质磷的含量较低。

3)矿石中 TiO_2 的赋存形式较为分散, 一是呈钛铁矿产出, 分布率仅占 43.34%, 这即为分选矿石中钛矿物时 TiO_2 的理论回收率; 二是存在于钛磁铁矿晶格中, 分布率高达 40.31%, 以该种形式产出的 TiO_2 选矿过程中将随同钛磁铁矿一起进入铁精矿; 三是赋存于脉石矿物中, 分布率为 16.35%。

4)矿石中主要的脉石矿物为辉石、闪石、蛇纹石和绿泥石, 其矿物含量分别为 37.32%、6.28%、7.69% 和 8.70%。

2　工艺方案讨论

该矿样主要目的矿物为钛磁铁矿和钛铁矿, 主要脉石矿物为辉石、闪石、绿泥石和蛇纹石, 主要矿物的物理特性如表 5 所示。由表 5 可知: ①钛磁铁矿属于强磁性矿物, 采用弱磁选可以回收; ②蛇纹石和绿泥石等脉石矿物密度较小, 采用重选将其与同粒级钛铁矿分离理论上是可行的; ③钛铁矿和脉石矿物之间的比磁化系数存在差异, 但是比磁化系数 15 ~ 600×10^{-6} cm^3/g 属于弱磁性矿物, 钛铁矿与脉石均处于该区间, 因此预计磁选仅能够脱除部分脉石, 磁选粗精矿品位有限; ④脉石矿物均为非导体, 原则上合适粒度下采用电选可将其有效分离。

表 5　主要矿物的物理特性
Table 5　Physical characteristics of main minerals

矿物	密度/($g\cdot cm^{-3}$)	比磁化系数×10^6/($cm^3\cdot g^{-1}$)	导电性
钛磁铁矿	4.56 ~ 4.8	73 000	导体
钛铁矿	4.62 ~ 4.72	224 ~ 315	导体
钛辉石	3.25 ~ 3.6	100	非导体
绿泥石	2.6 ~ 3.3	12.24 ~ 46.19	非导体
角闪石	2.9 ~ 3.4	25.54	非导体
蛇纹石	2.57	15.79	非导体

3　选矿试验研究

3.1　磁选试验研究

考察磁选工艺对该类型矿石各矿物的选别效果, 揭示磁选对各脉石的去除规律, 为同类型矿物回收提供参考。给矿为选铁尾矿, 磨矿细度(−0.074 mm 占比, 下同)为 65% 左右, 流程为一粗一精, 粗选、精选磁场强度分别为 0.9、0.5 T。

由表 6 可知, 经过强磁作业, 钛铁矿、钛磁铁矿、磁铁矿大部分进入到强磁精矿中; 榍石、黄铁矿、磁黄铁矿同样得到了一定程度的富集, 但是榍石损失较大; 脉石中辉石、闪石、绿泥石得到了一定程度的去除, 但是效果有限, 精矿中仍然存在相当部分的辉石、闪石、绿泥石; 蛇纹石经过强磁作业, 反而得到富集, 大部分进入强磁精矿; 其他含量较少的脉石基本上大部分进入尾矿。

表 6　强磁作业各产品矿物含量对比
Table 6　Mineral compositions and contents in products after high intensity magnetic process　%

矿物	强磁给矿	强磁精矿	强磁粗选尾	强磁精选尾
钛铁矿	8.50	29.37	0.84	7.42
榍石	2.56	4.88	1.86	2.56
钛磁铁矿/磁铁矿	1.38	3.38	0.17	0.92
黄铁矿/磁黄铁矿	0.23	0.45	0.14	0.22
辉石	57.33	31.01	65.58	57.44
闪石	6.80	5.09	8.37	7.24
蛇纹石	9.44	16.58	5.70	9.56
绿泥石	9.35	7.34	11.73	11.59
石英/斜长石	1.64	0.16	1.66	0.27
石榴石/黝帘石	1.54	0.83	1.88	1.73
方解石/白云石	0.54	0.24	0.92	0.31
云母/滑石	0.42	0.26	0.67	0.50
磷灰石	0.11	0.08	0.33	0.06
其他	0.16	0.33	0.15	0.18
合计	100.00	100.00	100.00	100.00

综合可知，强磁针对各矿物的选别效果：钛铁矿大部分富集，辉石、闪石、绿泥石一定程度去除，但效果有限，蛇纹石部分富集，因而针对该类型矿石，强磁选仅能作为预富集手段，不能获得高品位的钛铁矿精矿。

3.2 重选试验研究

3.2.1 摇床试验研究

考察摇床对各脉石的去除规律，摇床给矿为强磁精矿，磨矿细度为 70% 左右，试验结果见表 7。由表 7 可知，强磁精矿经过摇床分选，具有一定的分选效果，精矿 TiO_2 品位提高到了 37.39%，但回收率只有 46.57%。中矿 TiO_2 品位为 9.77%，尾矿 TiO_2 品位为 16.30%。

表 7 强磁精矿摇床试验结果

Table 7 Shaking table test results of high intensity magnetic concentrate

产品名称	产率/%	TiO_2品位/%	TiO_2回收率/%
精矿	21.39	37.39	46.57
中矿	55.76	9.77	31.73
尾矿	22.85	16.30	21.70
给矿	100.00	17.17	100.00

为了揭示重选对各脉石矿物的去除效果，对摇床精矿、中矿和尾矿分别进行了 MLA 分析，检查各产品中矿物含量变化和钛铁矿嵌布粒度，分析结果见表 8、9。

由表 8 可知，精矿中脉石矿物变化较大的是蛇纹石和绿泥石，其次是闪石和辉石，因此采用重选可以去除大部分蛇纹石和绿泥石，能够去除部分闪石和辉石。

从嵌布粒度（表 9）来看，精矿与中矿在 27 ~ 38 μm 重合较多，中矿与尾矿在 19 μm 重合较多，可见该摇床的分选粒级应为+19 μm，有效分选粒级应为+27 μm。

综合可知，对于蛇纹石、绿泥石、闪石和钛辉石，重选能够获得一定程度的去除效果，但是受限于粒度，重选中矿和尾矿钛品位偏高，达不到抛尾的效果。

3.2.2 离心选矿试验研究

考虑到粒度影响，因此进行分粒级和全粒级的对比试验，设备为离心选矿机，离心选矿机给矿为强磁精矿，磨矿细度为 85% 左右，试验结果见表 10、11。

表 8 摇床选别各产品矿物组成和含量

Table 8 Mineral compositions and contents in products after shaker separation %

矿物	精矿	中矿	尾矿
钛铁矿	67.45	15.74	24.02
钛磁铁矿	3.51	2.94	8.05
榍石	4.71	3.10	4.22
辉石	15.32	38.23	21.16
闪石	2.00	6.96	6.62
蛇纹石	2.90	19.94	23.10
绿泥石	2.02	9.88	9.66
长石	0.01	0.04	0.07
黝帘石	0.12	0.42	0.14
石英	0.02	0.34	0.21
方解石	0.33	0.37	0.28
石榴石	0.47	0.67	0.60
云母	0.07	0.39	0.32
磷灰石	0.04	0.11	0.11
黄铁矿	0.57	0.42	0.78
其他	0.46	0.45	0.66
合计	100.00	100.00	100.00

表 9 摇床选别各产品中钛铁矿粒度嵌布

Table 9 Size distribution of ilmenite in various products after shaker separation %

粒径/μm	精矿	中矿	尾矿
>212	0.67	0.00	0.00
150	3.34	0.00	0.00
106	7.27	0.50	0.00
75	16.72	1.71	0.00
53	25.92	7.72	0.85
38	23.86	17.74	1.71
27	14.02	29.91	7.50
19	5.23	25.27	25.95
13.5	1.83	11.56	35.66
9.6	0.71	3.63	21.21
6.8	0.24	1.12	4.33
5	0.11	0.49	1.74
<5	0.08	0.35	1.05
合计	100.00	100.00	100.00

由表 10、11 可知，采用离心选矿工艺，粗精矿品位相当，分粒级回收率较全粒级高，但是总体而言，

离心选矿工艺粗精矿品位提升不太理想, 尾矿品位也略高, 达不到抛尾指标。

表 10　离心选矿分粒级试验结果

Table 10　Test results of classifying process in centrifugal beneficiation

粒级/mm	产品名称	产率/%	TiO_2品位/%	TiO_2回收率/%
+0.074	精矿	14.17	11.71	10.07
	尾矿	1.76	5.09	0.55
	给矿	15.93	10.98	10.62
+0.045	精矿	19.05	16.87	19.51
	尾矿	4.05	4.28	1.05
	给矿	23.10	14.66	20.56
+0.020	精矿	29.14	18.80	33.26
	尾矿	5.55	4.63	1.56
	给矿	34.69	16.53	34.82
−0.020	精矿	20.98	24.39	31.07
	尾矿	5.30	9.10	2.93
	给矿	26.28	21.31	34.00

表 11　离心选矿全粒级与分粒级试验对比结果

Table 11　Test results of full-size and classifying processes in centrifugal beneficiation

工艺	产品名称	产率/%	TiO_2品位/%	TiO_2回收率/%
全粒级	精矿	78.04	18.91	90.44
	尾矿	21.96	7.10	9.56
	给矿	100.00	16.32	100.00
分粒级	精矿	83.34	18.56	93.91
	尾矿	16.66	6.02	6.09
	给矿	100.00	16.47	100.00

3.3　电选试验研究

电选给矿为强磁精矿, 磨矿细度为 85% 左右, 对电选工艺进行了全粒级和分粒级试验, 试验电压均为 33 kV, 全粒级为一粗三精, 转速分别为 200、160、120、100 r/min; 分粒级均为一粗二精, 粗粒级转速分别为 180、140、100 r/min, 细粒级转速分别为 200、160、120 r/min, 试验结果见表 12、13。

由表 12、13 可知, 分粒级电选精矿品位与全粒级精矿品位相当, 但是回收率低 4.02 个百分点, 针对−0.045 mm 粒级, 作业回收率仅 44.87%, 分选效率低, 但是+0.045 mm 粒级单独电选, 作业回收率达到 73.22%, 超过全粒级电选作业回收率。因此可以看出, 针对粗粒级选别, 电选仍不失为一种重要的选别工艺。

表 12　电选分粒级试验结果

Table 12　Test results of classifying process in electric separation

粒级/mm	产品名称	产率/%	TiO_2品位/%	回收率/%	
				作业	对全粒级给矿
+0.045	精矿	21.27	47.74	73.22	32.59
	尾矿	78.73	4.71	26.78	11.92
	给矿	100.00	13.86	100.00	44.51
−0.045	精矿	17.83	46.72	44.87	24.90
	尾矿	82.17	12.45	55.13	30.59
	给矿	100.00	18.56	100.00	55.49

表 13　电选全粒级与分粒级试验对比结果

Table 13　Test results of full size and classifying processes in electric separation

工艺	产品名称	产率/%	TiO_2品位/%	TiO_2回收率/%
全粒级	精矿	20.96	47.35	61.51
	尾矿	79.04	7.85	38.49
	给矿	100.00	16.12	100.00
分粒级	精矿	19.59	47.29	57.49
	尾矿	80.41	8.52	42.51
	给矿	100.00	16.11	100.00

3.4　浮选试验研究

浮选试验研究对象为强磁精矿, 磨矿细度为 85% 左右。

3.4.1　脱泥对比试验

首先进行了脱泥和不脱泥工艺对比, 脱泥流程图如图 1 所示, 其中 CCF 为预处理药剂, 硝酸铝为活化剂, CDT 为抑制剂, MOS 为捕收剂, 试验结果见表 14。由表 14 可知, 采用脱泥工艺, 可获得粗精矿钛品位 37.58%, 回收率 84.49% 的指标, 采用不脱泥直接浮选, 可获得粗精矿钛品位 32.89%, 回收率 76.40% 的指标, 相比较而言, 脱泥工艺粗精矿品位、回收率指标均高于不脱泥工艺, 因此后续选择脱泥工艺进行试验研究。

3.4.2　抑制剂用量试验

CDT 药剂为长沙矿冶院研发的一种抑制剂, 对 CDT 抑制剂进行了用量条件试验, 试验流程见图 1, 试验结果见表 15。

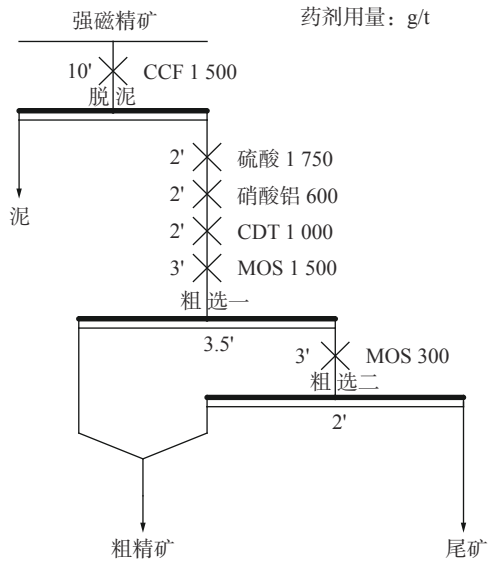

图 1　脱泥工艺流程

Fig. 1　Desliming process flow

表 14　脱泥对比试验结果

Table 14　Results of desliming process

工艺	产品	产率/%	TiO_2品位/%	TiO_2回收率/%
脱泥	泥	1.12	11.40	0.79
	粗精矿	36.19	37.58	84.49
	尾矿	62.69	3.78	14.72
	给矿	100.00	16.10	100.00
不脱泥	粗精矿	37.51	32.89	76.40
	尾矿	62.49	6.10	23.60
	给矿	100.00	16.15	100.00

由表 15 可知，随着抑制剂用量的增加，粗精矿产率逐渐降低，粗精矿品位慢慢升高，精矿回收率也逐渐下降，当用量为 1 000 g/t 时，可获得粗精矿钛品位 37.58%，回收率 84.49% 的指标，继续增加药剂用量，精矿品位保持不变，但回收率下降了 14.04 个百分点，综合各项指标，选择抑制剂用量 1 000 g/t 较为适宜。

3.4.3　活化剂对比试验

为了进一步提高粗选效率，对两种活化剂进行了对比试验研究，试验流程如图 1 所示，两种活化剂用量均为 600 g/t。由表 16 可知，两种活化剂均能获得较高品位的粗精矿，但是采用硝酸铝作为活化剂，在同等精矿品位的条件下，可获得较高的精矿回收率，因此选择硝酸铝作为活化剂较为适宜。

表 15　CDT 用量试验结果

Table 15　Results of different CDT consumptions

CDT用量/($g\cdot t^{-1}$)	产品	产率/%	TiO_2品位/%	TiO_2回收率/%
600	泥	1.16	11.00	0.79
	粗精矿	49.80	29.61	91.26
	尾矿	49.04	2.62	7.95
	给矿	100.00	16.16	100.00
800	泥	1.07	11.12	0.74
	粗精矿	41.41	34.14	87.67
	尾矿	57.52	3.25	11.59
	给矿	100.00	16.13	100.00
1 000	泥	1.12	11.4	0.79
	粗精矿	36.19	37.58	84.49
	尾矿	62.69	3.78	14.72
	给矿	100.00	16.10	100.00
1 200	泥	1.08	11.13	0.74
	粗精矿	30.4	37.54	70.45
	尾矿	68.52	6.81	28.81
	给矿	100.00	16.20	100.00

表 16　活化剂对比试验结果

Table 16　Test results of different activators

活化剂	产品	产率/%	TiO_2品位/%	TiO_2回收率/%
硝酸铅	泥	1.12	11.04	0.77
	粗精矿	33.94	37.36	79.03
	尾矿	64.94	4.99	20.20
	给矿	100.00	16.04	100.00
硝酸铝	泥	1.12	11.4	0.79
	粗精矿	36.19	37.58	84.49
	尾矿	62.69	3.78	14.72
	给矿	100.00	16.10	100.00

4　流程对比试验研究

试验结果显示：磁选能够去除部分脉石，可作为预富集工序；重选也能获得一定的分选效果，但是效率低；电选在粗粒级选别具有分选效率高的优势，可作为粗粒级精选工艺；浮选可作为全粒级精选或细粒级精选工序。

综合分析各工艺特点，在条件试验基础上，最终形成了两种工艺流程。一种是强磁精全浮流程，如图 2 所示；一种是粗粒电选-细粒浮选流程，不同之处仅在于强磁精采用粗粒电选-细粒浮选工艺，分级粒度为 0.045 mm，试验结果对比如表 17 所示。

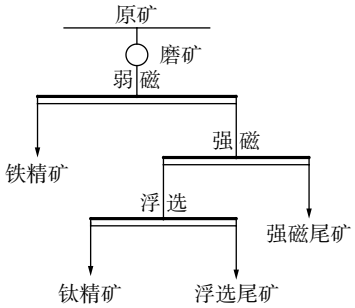

图 2　强磁精全浮工艺原则流程

Fig. 2　Process flow of high intensity magnetic flotation

表 17　两种流程指标对比

Table 17　Comparison of indicators for two processes

流程	产品名称	产率/%	TiO_2品位/%	TiO_2回收率/%
两种流程共有部分	铁精矿	29.67	12.07	45.79
	次铁精矿	0.24	12.83	0.39
	强磁尾矿	55.48	2.93	20.77
	原矿	100.00	7.82	100.00
强磁精全浮选	泥	0.15	11.47	0.22
	浮尾	10.79	7.36	10.75
	最终钛精矿	3.67	47.05	22.08
粗粒电选-细粒浮选	浮选精矿	2.74	47.01	16.47
	电选精矿	0.94	47.54	5.70
	泥2	0.20	10.56	0.27
	浮尾	7.00	9.36	8.38
	电选尾矿	3.73	4.68	2.23
	最终钛精矿	3.68	47.11	22.17

由表 17 可知, 采用强磁精全浮选流程, 可获得钛精矿含 $TiO_2$47.05%、钛回收率 22.08% 的指标; 采用粗粒电选-细粒浮选流程, 可获得钛精矿含 $TiO_2$47.11%、钛回收率 22.17% 的指标。

5　结论

1)原矿含 TFe22.60%、$TiO_2$8.26%, 其中铁矿物主要是钛磁铁矿; 钛矿物主要是钛铁矿, 次为榍石; 金属硫化物含量较低, 主要是黄铁矿、镍黄铁矿和磁黄铁矿; 脉石以辉石为主, 次为闪石、绿泥石和蛇纹石。

2)采用强磁选可以一定程度的去除辉石、闪石、绿泥石; 蛇纹石经过强磁作业, 反而得到富集, 大部分进入强磁精矿; 其他含量较少的脉石基本上大部分进入尾矿。

3)强磁粗精矿进行重选, 可以部分去除蛇纹石、绿泥石、闪石和钛辉石, 但是由于粒度偏细, 重选中矿和尾矿钛品位偏高, 达不到抛尾的效果。

4)电选对+45 μm 粒级矿石的分选效果较好。

5)针对原矿, 采用铁磁选, 铁尾强磁, 强磁精矿按 45 微米分级, 粗粒电选-细粒浮选, 可获得钛指标为: 钛精矿产率 3.68%、钛品位 47.11%、钛回收率 22.17%; 采用强磁精矿-全浮流程, 可获得钛指标为: 钛精矿产率 3.67%、钛品位 47.05%、钛回收率 22.08%。

参考文献

[1] Fang Shuai. Study of highly-efficient and clean flotation separation mechanism of ilmenitein in Panxi[D]. Mianyang: Southwest University of Science and Technology, 2020.
(方帅. 攀西钛铁矿高效清洁浮选分离机制研究[D]. 绵阳: 西南科技大学, 2020.)

[2] Ma Longqiu, Du Yusheng, Meng Qingyou, *et al*. Research progress on flotation reagents of ilmenite and their interaction mechanisms[J]. Metal Mine, 2018, 51(3): 7−12.
(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, 51(3): 7−12.)

[3] Zhu Junshi. Beneficiation process for vanadium-titanium magnetite in China[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1996.
(朱俊士. 中国钒钛磁铁矿选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1996.)

[4] Chen Bin. New collector on the flotation of ilmenite[D]. Changsha: Central South University, 2010.
(陈斌. 新型捕收剂对钛铁矿的浮选研究[D]. 长沙: 中南大学, 2010.)

[5] Ding Jianhua, Zhang Yong, Li Lixing, *et al*. Metallogenic geological characteristics and titanium resources potential in China[J]. Geology in China, 2020, 47(3): 627−644.
(丁建华, 张勇, 李立兴, 等. 中国钛矿成矿地质特征与资源潜力评价[J]. 中国地质, 2020, 47(3): 627−644.)

[6] Xu Xiang. Study on progress and theory of recovery titanium from vanadium-titanium magnetite by all-partical-fraction-floatation[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2010.
(徐翔. 用全浮选法从攀枝花钒钛磁铁矿中回收钛的工艺及理论研究[D]. 昆明: 昆明理工大学, 2010.)

[7] Shen Shuaiping. Research on separation characteristics of micro-fine ilmenite[D]. Shenyang: Northesten University, 2014.
(申帅平. 微细粒级钛铁矿分选特性研究[D]. 沈阳: 东北大学, 2014.)

[8] Li Zhongrong, Pu Jingsong. Progress of dressing technology on raw ilmenite ore[J]. Metallic Ore Dressing Abroad, 2001, (3): 20−22.
(李忠荣, 蒲劲松. 原生钛铁矿选矿技术的进展[J]. 国外金属矿选矿, 2001, (3): 20−22.)

[9] Wang Mo. Experimental study on separation of ilmenite from abroad[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2015.
(王墨. 国外某钛铁矿精选试验研究[D]. 昆明: 昆明理工大学, 2015.)

[10] Chen Xiaoming, Yan Peng, Chen Li Xing, *et al*. Application of magnetic shaking table in recover of fine ilmenite[J]. Mining and Metallurgy, 2015, 24(1): 71−73.
(陈晓鸣, 严鹏, 陈力行, 等. 磁性摇床在回收细粒钛铁矿中的应用[J]. 矿冶, 2015, 24(1): 71−73.)

[11] Chen Xiaoming, Yan Peng, Chen Lixing, *et al*. Experiments on fine ilmenite recovery with magnetic spiral chute[J]. Metal Mine, 2014, (3): 132−135.
(陈晓鸣, 严鹏, 陈力行, 等. 磁性螺旋溜槽回收细粒钛铁矿试验[J]. 金属矿山, 2014, (3): 132−135.)

[12] He Tao. Study on re-concentration process of high intensity magnetic tailings in Panzhihua Iron and Steel Co., Ltd.[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2015.
(贺涛. 攀钢选钛厂强磁尾矿再选工艺研究[D]. 昆明: 昆明理工大学, 2015.)

[13] Xi Zhenwei. Study on flotation collectors of ilmenite[D]. Changsha: Central South University, 2009.
(席振伟. 钛铁矿浮选捕收剂研究[D]. 长沙: 中南大学, 2009.)

[14] Yuan Zhitao, Zhao Xuan, Meng Qingyou, *et al*. Study on surface magnetization recover ilmenite from titanaugite using surfactant sodium oleate[J]. Separation Science and Technology, 2020, 55(15): 2812−2821.

[15] Chen Luzheng, Xu Guodong, Huang Jianxiong. Principle of cyclic centrifugal high gradient magnetic separation and pilot-scale test for fine ilmenite[J]. Journal of Kunming University of Science and Technology, 2013, 38(1): 28−31.

[16] Liang Dongyun, He Guowei. Research on classfication and cleaning technology for Panzhihua 's rougher titanium concentrate[J]. Metal Mine, 2005, (8): 351−366.
(梁冬云, 何国伟. 攀枝花钛粗精矿分级精选工艺研究[J]. 金属矿山, 2005, (8): 351−366.)

[17] Zheng Yu. Flotation separation theory and technology of olivine-pyroxenite type ilmenite of Hongge[D]. Mianyang: Southwest University of Science and Technology, 2019.
(郑禹. 红格橄辉岩型钛铁矿浮选分离理论与工艺研究[D]. 绵阳: 西南科技大学, 2019.)

[18] Zhang Zhixiong, Zeng Weilong, Wang Anwu, *et al*. Study on titanium separation process of Taihe vanadium titanium magnetite[J]. Mining and Metallurgy Engineering, 1991, 11(4): 45−48.
(张志雄, 曾维龙, 王安五, 等. 太和钒钛磁铁矿选钛工艺研究[J]. 矿冶工程, 1991, 11(4): 45−48.)

[19] Yuan Zhitao, Xu Yuankai, Meng Qingyou, *et al*. Mechanism of enhancing separation performance of ilmennite by magnetic treatment of sodium oleate solution[J]. Journal of Northeastern University (Natural Science), 2020, 41(8): 1195−1200.
(袁致涛, 许元凯, 孟庆有, 等. 用磁处理油酸钠溶液浮选钛铁矿及增效机理研究[J]. 东北大学学报, 2020, 41(8): 1195−1200.)

编辑　杨冬梅

攀钢研究院成都材料院通过国家高新技术企业认定

（2021 年 3 月 30 日消息）近日，攀钢研究院成都材料院（以下简称：成都材料院）正式获得四川省科学技术厅、四川省财政厅、国家税务总局四川省税务局联合颁发的《高新技术企业证书》，标志着成都材料院顺利通过国家高新技术企业认定，对于提升成都材料院企业形象、扩大行业影响力具有重要意义。

摘自 http://www.panyan.cn/morenews.aspx?tag=1