

doi: 10.3969/j.issn.1005-7854.2022.04.004

钛铁矿浮选精矿选矿提质试验研究

胡厚勤¹ 罗荣飞² 吴雪红³

1. 攀钢集团矿业有限公司设计研究院, 四川 攀枝花 617063;
2. 攀钢集团矿业有限公司选钛厂, 四川 攀枝花 617063;
3. 攀钢集团矿业有限公司设计研究院, 四川 攀枝花 617063)

摘要: 随着企业对高品质钛铁矿精矿需求的不断增长, 通过选矿技术对钛铁矿精矿进一步提质降杂变得日益重要。针对攀枝花某选钛厂产出的含 TiO₂ 47.20% 的钛铁矿精矿, 分别采用浮选、重选及干式磁选等选矿方法进行提质降杂试验研究, 结果表明, 这三种工艺均能在一定程度上脱除钛精矿中的部分脉石和有害元素, 可将钛铁矿精矿中 TiO₂ 品位提升至 50% 左右, 可为钛铁矿生产企业提升产品品质提供一定的参考。

关键词: 钛铁矿; 重选; 浮选; 干式磁选

中图分类号: TD952 **文献标志码:** A **文章编号:** 1005-7854(2022)04-0019-06

Experimental study on quality improvement of ilmenite flotation concentrate

HU Hou-qin¹ LUO Rong-fei² WU Xue-Hong³

1. Design and Research Institute of Panzhihua Group Mining Co. Ltd., Panzhihua 617063, Sichuan, China;
2. Titanium Plant of Panzhihua Group Mining Co. Ltd., Panzhihua 617063, Sichuan, China;
3. Design and Research Institute of Panzhihua Group Mining Co. Ltd., Panzhihua 617063, Sichuan, China)

Abstract: With the increasing demand for high quality ilmenite concentrate, it is increasingly important to further improve the quality and reduce impurity of ilmenite concentrate by mineral processing technology. In this paper, for the ilmenite concentrate containing TiO₂ 47.20% produced by Panzhihua Titanium Separation Plant, beneficiation methods such as flotation, gravity separation and dry magnetic separation were used to carry out experimental research on quality improvement and impurity reduction. The results show that the gangue component and harmful elements in the titanium concentrate can be removed by the three processes, and the grade of TiO₂ in the ilmenite concentrate can be increased to about 50%. This study can provide some reference for ilmenite production enterprises to improve its product quality.

Key words: ilmenite; gravity separation; flotation; dry magnetic separation

攀西地区钒钛磁铁矿资源虽然丰富, 但矿石平均地质品位不高, Fe、TiO₂、V₂O₅ 的品位分别普遍在 26.0%~31.0%、5.0%~12.0%、0.27%~

0.35%^[1-3], 钛铁矿的综合利用多采用“强磁+浮选”工艺^[4-6], 此流程可获得 TiO₂ 品位 45.0% 以上的钛精矿。近年来, 随着国民经济水平上升, 钛白粉、高钛渣和海绵钛等钛铁矿深加工企业对高品质钛铁矿精矿的需求日益增长, 进一步提高钛铁矿精矿质量将成为选钛企业产品市场竞争的核心^[7,8]。因此, 通过提升选矿工艺技术, 不断降低钛铁矿精矿中的杂质含量以提高钛精矿品位, 逐渐成为钛资

收稿日期: 2021-11-04

基金项目: 攀钢集团矿业有限公司科技攻关项目(2019-P6-D1-05)

第一作者: 胡厚勤, 高级工程师, 主要从事选矿科研及设计工作。E-mail: 653364133@qq.com

通信作者: 罗荣飞, 工程师; E-mail: 215005801@qq.com

源高效开发利用的关键。

目前,“重选、磁选、浮选、电选”四种选矿工艺都可作为钛铁矿精选工艺^[9-11]。本试验分别采用广泛应用的重选、磁选及浮选三种选矿方法对攀枝花某选钛厂生产的钛精矿进行提质研究,以期对钛铁矿选矿企业实现提质增效提供一定的参考。

1 矿样和方法

1.1 矿样性质

试验矿样取自攀枝花某选钛厂“强磁+浮选”

工艺生产的钛精矿, TiO₂品位为 47.2%, 其化学多元素分析结果见表 1, 粒度筛分分析结果见表 2, 主要矿物组成、含量及单体解离度分析见表 3。

由表 1 可知, 矿样中主要有价元素 TiO₂、TFe、V₂O₅ 含量分别为 47.20%、31.33%、0.06%; 脉石组分主要为 MgO, 其次是 SiO₂、Al₂O₃ 和 CaO; 有害元素 S、P 含量均较低。

由表 2 可知, 矿样中+0.45 mm 和-0.045 mm 粒级产率低, 且 TiO₂品位较其他粒级偏低; 各粒级产率和金属分布率多在 0.045~0.45 mm, 且该粒级范围内 TiO₂品位随粒度变细而增加。

表 1 矿样化学多元素分析结果

Table 1 Chemical multi-element analysis results of the sample

元素	TiO ₂	TFe	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	V ₂ O ₅
含量	47.20	31.33	2.68	0.88	4.87	1.11	0.06
元素	S	MnO	P	Cu	Co	Ni	
含量	0.10	0.67	0.01	0.004	0.007	0.004	

表 2 矿样粒度筛析结果

Table 2 Particle size distribution results of the sample

粒级/mm	产率	TiO ₂ 品位	TiO ₂ 回收率
+0.45	1.30	44.69	1.23
-0.45+0.154	24.30	47.90	24.66
-0.154+0.100	23.10	47.97	23.48
-0.100+0.074	11.50	48.20	11.74
-0.074+0.045	26.70	48.90	27.66
-0.045+0.038	1.80	43.43	1.66
-0.038	11.30	39.98	9.57
合计	100.0	47.20	100.0

表 3 矿物含量及单体解离度测定结果

Table 3 Minerals composition and liberation degree of the sample

矿物种类及含量				单体解离度			
钛铁矿	钛磁铁矿	硫化物	脉石	钛铁矿	钛磁铁矿	硫化物	脉石
91.39	2.37	0.68	5.56	95.65	70.21	54.69	81.36

由表 3 可知, 钛铁矿含量高(占 91.39%), 且单体解离度高, 为 95.65%。另外, 经过矿相显微镜分析, 钛铁矿呈现部分与脉石简单连生, 少量被脉石网状交代, 部分发生绿泥石化蚀变; 矿样中钛磁铁矿含量很少(仅 2.37%), 矿物单体解离度较低, 为 70.21%, 矿相显微镜分析表明钛磁铁矿部分与脉石连生; 矿样中脉石矿物占 5.56%, 单体解离度为 81.36%, 少量与钛铁矿和钛磁铁矿连生; 此外, 硫化物含量很少且解离度低, 主要包裹于钛铁矿中。通过表 3 分析可见, 对钛精矿品质有重要影响的组分主要为脉石。

1.2 研究方法

试验分别采用重选、浮选和磁选工艺对钛铁矿

精矿矿样进行提质降杂研究。

重选试验采用 GL-600 刻槽螺旋溜槽, 每次试验入选矿量 10 kg, 矿浆浓度为 15%; 浮选试验采用 0.5 LXF 型单槽浮选机, 每次浮选矿量 300 g; 磁选试验采用 GHCT-34 型干式磁选机, 每次试验入选矿量 1 kg。

2 试验结果及讨论

本部分依次采用重选、浮选和磁选工艺对干燥后的钛铁矿精矿矿样进行提质降杂试验研究。

2.1 重选提质试验

重选提质试验采用 GL-600 刻槽螺旋溜槽, 试验流程分别为“螺旋精选”和“螺旋精选+中矿再

选”，如图 1 和图 2 所示。将矿浆浓度 15% 的钛精矿矿样加入螺旋溜槽中，调节各产品截取的位置，对产品取样化验，试验结果见表 4。

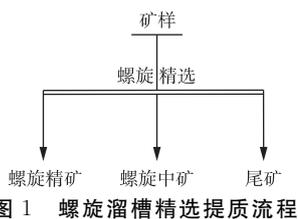


图 1 螺旋溜槽精选提质流程
Fig. 1 Spiral chute quality improvement process

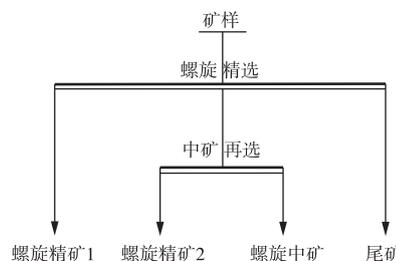


图 2 螺旋溜槽精选+中矿再选提质流程
Fig. 2 Spiral chute selection and middling re-concentration quality improvement process

表 4 重选(螺旋溜槽)提质试验结果

Table 4 Results of gravity separation(spiral)titanium test		/%		
工艺流程	产品名称	产率	TiO ₂ 品位	TiO ₂ 回收率
螺旋精选	螺旋精矿	53.95	49.66	56.80
	螺旋中矿	35.00	46.95	34.84
	螺旋尾矿	11.05	35.72	8.37
	合计	100.0	47.17	100.0
螺旋精选+中矿再选	螺旋精矿 1	38.60	50.10	40.95
	螺旋精矿 2	23.50	49.30	24.54
	螺旋中矿	26.30	46.17	25.72
	螺旋尾矿	11.60	35.80	8.79
	合计	100.0	47.22	100.0

由表 4 可知，钛精矿矿样通过“一段螺旋精选”流程和“一段螺旋精选+螺旋中矿再选”流程提质，都可以得到较佳的试验指标。

一段螺旋精选后，获得钛精矿的产率为 53.95%、TiO₂ 品位 49.66%、回收率 56.80%，同时获得中矿的产率 35.00%、TiO₂ 品位 46.95%、回收率 34.84%。一段螺旋精选+中矿再选后，得到螺旋精矿 1 的产率 38.60%、TiO₂ 品位 50.10%、回收率 40.95%；螺旋精矿 2 的产率 23.50%、TiO₂ 品位 49.30%、回收率 24.54%，同时得到产率 26.30%、TiO₂ 品位 46.17%、回收率 25.72% 的中矿。

实际生产中，可根据市场需求对螺旋精矿和中矿分别定价销售，也可将中矿返回流程再选、螺旋尾矿增加扫选以提高全流程回收率。

2.2 浮选提质试验

浮选提质试验采用 0.5 L 单槽浮选机，浮选过程中仅调整硫酸用量，采用“一次浮选精选”和“两次浮选精选”流程进行试验，如图 3、4 所示。浮选试验结果见表 5、6。

由表 5 可知，在不加硫酸的情况下，仅依靠矿样自身携带的浮选药剂在浮选机叶轮搅拌作用下，即可获得 48.24% 的精矿，随着硫酸用量的增加，

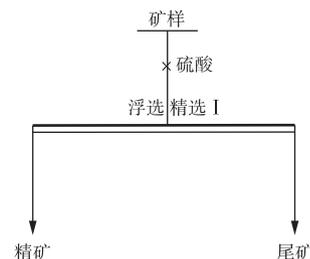


图 3 一次浮选精选提质试验流程
Fig. 3 Flowsheet of one flotation quality improvement

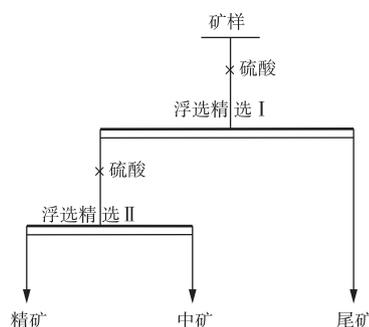


图 4 两次浮选精选提质试验流程
Fig. 4 Flowsheet of two flotation quality improvement

精矿品位提升趋势明显，在硫酸用量加到 1 000 g/t 时，精矿品位达到 49.62%，但精矿产率、回收率下降幅度较大，应用于生产则不经济。

表 5 一次浮选精选条件试验结果

Table 5 Results of a flotation cleaning condition test

硫酸用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率	TiO ₂ 品位	TiO ₂ 回收率 /%
0	精矿	94.26	48.24	96.42
	尾矿	5.74	29.35	3.58
	合计	100.0	47.16	100.0
150	精矿	91.96	48.55	94.55
	尾矿	8.04	32.01	5.45
	合计	100.0	47.22	100.0
300	精矿	86.78	48.64	89.16
	尾矿	13.22	38.83	10.84
	合计	100.0	47.34	100.0
500	精矿	66.84	49.54	70.15
	尾矿	33.16	42.49	29.85
	合计	100.0	47.20	100.0
1 000	精矿	58.16	49.62	61.30
	尾矿	41.84	43.55	38.70
	合计	100.0	47.08	100.0

表 6 两次开路浮选精选条件试验结果

Table 6 Test results of two open-circuit flotation conditions

作业	硫酸用量/(g·t ⁻¹)	产品	产率	TiO ₂ 品位	TiO ₂ 回收率 /%
浮选精选 I	150	精矿	86.88	48.96	90.08
		中矿	5.08	41.55	4.47
浮选精选 II	100	尾矿	8.04	32.01	5.45
		合计	100.0	47.22	100.0
浮选精选 I	300	精矿	80.06	49.36	83.48
		中矿	6.72	40.01	5.68
浮选精选 II	100	尾矿	13.22	38.83	10.84
		合计	100.0	47.34	100.0
浮选精选 I	500	精矿	58.25	49.83	61.50
		中矿	8.59	47.53	8.65
浮选精选 II	100	尾矿	33.16	42.49	29.85
		合计	100.0	47.20	100.0

由表 6 可知, 固定浮选精选 II 的硫酸用量 100 g/t 不变, 调整浮选精选 I 的硫酸用量, 随着精选 I 段硫酸用量的增加, 精矿品位呈上升趋势, 在硫酸用量达到 500 g/t 时, 精矿品位可达到 49.83%, 同时可获得 47.53% 的中矿, 但精矿产率和回收率下降幅度较大, 实际生产中可将中矿返回流程再选, 增加精矿产率和回收率。

采用“一次浮选精选”和“两次浮选精选”均可通过提高硫酸用量提升精矿 TiO₂ 品位, 但随着硫酸用量的增加, 精矿产率和回收率下降明显; 此外, 采用“两次浮选精选”较“一次浮选精选”在

获得相同精矿品位情况下, 流程整体硫酸用量少, 且在实际生产中通过中矿返回再选可增加精矿产率和回收率, 生产调控空间较大。

2.3 磁选提质试验

磁选提质试验采用干式磁选机, 采用“一次磁选”流程在不同辊筒转速的条件下进行试验, 试验结果见表 7。

由表 7 可知, 随着干式磁选机辊筒转速的提高, 精矿产率和回收率下降趋势明显; 在转速达到 700 r/min 时精矿品位达到 49.46%, 继续增加转速, 精矿品位呈下降趋势, 表明干式磁选工艺对钛精矿的品位提升作用有限。

表 7 干式强磁选提质试验结果

Table 7 Dry high intensity magnetic separation quality improvement test results

辊筒转速/(r·min ⁻¹)	产品名称	产率	TiO ₂ 品位	回收率
600	精矿	93.30	48.25	95.34
	中矿	4.27	36.18	3.27
	尾矿	2.43	27.02	1.39
	合计	100.0	47.22	100.0
700	精矿	88.17	49.46	92.39
	中矿	4.43	36.23	3.40
	尾矿	7.40	26.82	4.20
	合计	100.0	47.20	100.0
800	精矿	79.15	49.25	82.61
	中矿	4.59	36.30	3.53
	尾矿	16.26	40.24	13.87
	合计	100.0	47.19	100.0
900	精矿	51.30	47.79	51.93
	中矿	4.38	36.18	3.36
	尾矿	44.32	47.63	44.71
	合计	100.0	47.21	100.0

3 精矿产品化学多元素分析结果

将重选精矿(螺旋精矿 1)、浮选精矿及干式磁选精矿进行化学多元素分析,结果见表 8、9、10。

表 8 重选精矿(螺旋精矿 1)化学多元素分析结果

Table 8 Results of chemical multielement analysis of gravity concentrate(Spiral concentrate 1)

元素	TiO ₂	TFe	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	V ₂ O ₅
含量	50.44	32.27	0.75	0.30	4.76	0.42	0.06
元素	S	MnO	P	Cu	Co	Ni	
含量	0.02	0.68	0.002	0.002	0.008	0.004	

表 9 浮选精矿化学多元素分析结果

Table 9 Results of chemical multielement analysis of flotation concentrate

元素	TiO ₂	TFe	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃
含量	50.21	32.15	0.92	0.34	4.78	0.51
元素	V ₂ O ₅	S	MnO	Cu	Co	Ni
含量	0.07	0.06	0.68	0.003	0.01	0.003

表 10 干式磁选精矿化学多元素分析结果

Table 10 Results of chemical multielement analysis of dry magnetic separation concentrate

元素	TiO ₂	TFe	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃
含量	49.77	32.07	1.66	0.57	4.36	0.66
元素	V ₂ O ₅	MnO	P	Cu	Co	Ni
含量	0.07	0.70	0.001	0.001	0.006	0.003

由表 8、9、10 可知,通过对 TiO₂ 品位为 47.20% 的钛精矿进行重选、浮选和干式磁选等选矿方法再富集,钛精矿品质得到明显提升。其中重选提质后钛精矿的 TiO₂ 品位上升了 3.24 个百分点,脉石组分 SiO₂、CaO、Al₂O₃、MgO 含量下降幅度分别达 72.01%、65.91%、62.16%、2.26%,有害元素 S、P 含量下降幅度均达 80.00%;浮选提质后的钛精矿 TiO₂ 品位上升了 3.01 个百分点,脉石组分 SiO₂、CaO、Al₂O₃、

MgO 含量下降幅度分别达 65.67%、61.36%、54.05%、1.85%,有害元素 S、P 含量下降幅度达到 40.00% 和 100.00%;干式磁选提质后钛精矿的 TiO₂ 品位上升了 2.57 个百分点,脉石组分 SiO₂、CaO、Al₂O₃、MgO 含量下降幅度分别达 38.06%、35.23%、40.54%、10.47%,有害元素 S、P 含量下降幅度达到 100.00% 和 90.00%。

综上所述,采用重选、浮选和干式磁选工艺均可提升钛铁矿精矿品质,对其中的脉石组分和有害

元素的脱除效果明显。对比三种工艺的试验结果,采用重选和浮选对钛铁矿精矿进行提质更适宜。

4 结论

1) 钛精矿矿样的 TiO_2 品位为 47.20%, 其中主要钛矿物为钛铁矿, 含少量钛磁铁矿和硫化物, 脉石组分主要为 MgO 和 SiO_2 。

2) “一段螺旋精选”和“一段螺旋精选+中矿再选”工艺对 47.2% 的浮选钛精矿深度精选, 可同时获得 50.0% 左右的钛精矿和 46.0%~47.0% 的钛中矿; 中矿再选可增加精矿回收率; “一次浮选精选”和“两次浮选精选”均可通过提高硫酸用量提升精矿 TiO_2 品位, 但随着硫酸用量的增加, 精矿产率和回收率下降明显; 采用“两次浮选精选”较“一次浮选精选”在获得相同精矿品位情况下, 流程整体硫酸用量少; 干式磁选工艺可通过提高滚筒转速提高钛精矿 TiO_2 品位, 但转速增加到一定值时, 精矿品位呈下降趋势, 该工艺对钛精矿的提质作用有限。

3) 采用重选、浮选和干式磁选工艺可提升钛铁矿品质的同时, 对造渣元素和有害元素的脱除效果明显; 单一的选矿工艺对钛精矿有一定的提质效果, 后续可通过重—浮联合或磁—浮联合等工艺进一步提质降杂。

参考文献

- [1] 王洪彬, 李金, 张国华. 攀西钒钛磁铁矿中钛铁矿高效回收工艺研究[J]. 钢铁钒钛, 2020, 41(3): 23-29.
WANG H B, LI J, ZHANG G H. Efficient recovery of ilmenite from vanadium bearing titanomagnetite in Panxi area [J]. Iron Steel Vanadium Titanium, 2020, 41(3): 23-29.
- [2] 李哲, 范川林, 潘锋, 等. 攀西钛精矿流态化氧化-磁选提质研究[J]. 重庆大学学报, 2019, 42(4): 63-71.
LI Z, FAN C L, PAN F, et al. Upgrading Panzhihua-Xichang ilmenite using a fluidizing oxidation-magnetic separation process [J] Journal of Chongqing University, 2019, 42(4): 63-71.
- [3] 李金, 王洪彬, 张春, 等. 攀西粗粒级钛铁矿“重选-电选”流程合理电选给矿品位研究[J]. 钢铁钒钛, 2021, 42(2): 86-90.
LI J, WANG H B, ZHANG C, et al. Study on the reasonable electrostatic separation feeding ore grade in the process of gravity-electrostatic separation of coarse ilmenite in Panxi region [J]. Iron Steel Vanadium Titanium, 2021, 42(2): 86-90.
- [4] 李金, 罗荣飞, 王洪彬, 等. 原生钛铁矿石选矿装备的应用进展与优化建议[J]. 现代矿业, 2021, 37(6): 166-168.
LI J, LUO R F, WANG H B, et al. Application progress and optimization suggestions of primary ilmenite ore dressing equipment[J]. Modern Mining, 2021, 37(6): 166-168.
- [5] HOU Y L, QING S, WANG H. Mixture of ilmenite and high phosphorus iron ore smelted by oxygen-enriched top-blown smelting reduction [J]. Journal of Central South University, 2012, 19(10): 2760-2767.
- [6] 陈树民. 攀枝花钒钛磁铁矿钛铁矿回收工艺流程优化探讨[J]. 矿产综合利用, 2009(5): 7-10.
CHEN S M. Research on the technological flowsheet for recovering ilmenite from Panzhihua vanadious titanomagnetite ore and tts optimization[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2009(5): 7-10.
- [7] 池冬瑞, 顾畔, 严伟平, 等. 红格钒铁精矿提质降杂新技术研究[J]. 矿产综合利用, 2020(6): 91-95.
CHI D R, GU P, YAN W P, et al. Study on Quality improvement and jmpurity reduction new technology of vanadium-iron concentrate in Hongge[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(6): 91-95.
- [8] NURI O S, IRANNAJAD M, MEHDILO A. Effect of surface dissolution on kinetic parameters of flotation separation of ilmenite from different gangue minerals [J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2019, 29(12): 2615-2626.
- [9] 戴新宇. 原生钛铁矿选矿技术的进展[J]. 中国矿业, 2002, 11(2): 41-43.
DAI X Y. Progress of dressing technology on raw ilmenite ore [J]. China Mining Magazine, 2002, 11(2): 41-43.
- [10] RAMAN R, AARTI K, DEEPIKA K S, et al. Carbothermic Reduction of Iron Oxide Waste Generated During the Processing of Ilmenite[J]. Transactions of the Indian Institute of Metals, 2019, 72(1): 11-16.
- [11] 喻连香, 汤优优, 刘军, 等. 含难分离赤铁矿的钛铁粗精矿选冶提质工艺研究[J]. 金属矿山, 2020, 49(5): 185-190.
YU L X, TANG Y Y, LIU J, et al. Research on the beneficiation-metallurgy process of ilmenite roughing concentrate containing refractory hematite[J]. Metal Mine, 2020, 49(5): 185-190.

(编辑: 汪东芳)