

攀枝花白马选铁尾矿综合回收利用研究

邹锋¹, 殷志刚², 陈思竹²

(1. 攀枝花钢城集团凉山瑞海实业有限公司, 四川 攀枝花 615000; 2. 四川省有色冶金研究院有限公司, 四川 成都 610051)

摘要: 攀枝花白马低品位钒钛磁铁矿选铁尾矿含钛 5.59%, 含铁 10.51%, 由于某些特殊原因一直没有开发利用。本文主要针对攀枝花白马钒钛磁铁矿选铁尾矿中再回收钛资源进行了研究, 其目的在探讨该资源二次开发利用的可行性。根据铁尾矿工艺矿物学性质, 分别开展了磁场强度、磨矿细度、冲程、冲次、转速等变量对磁选指标的影响, 最终开发了适应于处理该尾矿的高梯度磁选-浮选联合工艺。试验结果表明, 采用该工艺能够获得 TiO₂ 品位 47.31%、回收率 39.52% 的钛精矿产品。该技术的开发为后期尾矿资源化的开发奠定了坚实的技术基础, 从而为国内同类钒钛资源的综合利用提供技术支撑。

关键词: 铁尾矿; 钛铁矿; 联合工艺; 高梯度磁选; 浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2020.06.004

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2020) 06-0019-07

钛具有特殊的理化性质, 被工业界称为是继钢和铝之后崛起的“第三金属”^[1-3]。由于受到选矿技术水平的限制, 国内针对钒钛磁铁矿中钛资源的回收一直存在回收率较低的问题^[4-6], 大多数选厂将选铁尾矿进行堆存处理, 导致大量钛资源只能流失于尾矿库^[7-9]。为了充分利用选铁尾矿中的钛资源, 国内科研院所及高校先后开展了科技攻关, 均因为指标较差、生产成本偏高等因素限制了该类尾矿的大规模开发利用^[10-11]。本文的主要目的在于掌握攀枝花白马选矿厂选铁尾矿中钛资源可利用状况, 开发一种针对选铁尾矿选钛工艺, 以经济、清洁、高效的方式从钒钛磁铁矿选铁尾矿中高效回收钛铁矿, 促进全国钛资源综合回收利用。

1 工艺矿物学

1.1 化学多元素分析

对选铁尾矿进行多元素化学分析及粒度筛析, 其结果分别见表 1、2。

表 1 化学多元素分析结果 /%

Table 1 Chemical analysis of multi-elements of the raw materials

TFe	TiO ₂	mFe	FeO	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO
10.51	5.59	0.13	10.23	3.52	10.88	6.77
Al ₂ O ₃	V ₂ O ₅	P	S	As	SiO ₂	MnO
14.03	0.06	0.07	0.32	0.00	42.20	0.18

表 2 给矿全粒级筛析结果

Table 2 Full grain screening analysis results of the feeding ores

粒级 /mm	产率 /%	TiO ₂ 正累积产率 /%	TiO ₂ 品位 /%	TiO ₂ 分布率 /%	TiO ₂ 正累积分布率 /%
+0.18	12.07	12.07	1.60	3.45	3.46
-0.18+0.15	10.65	22.72	2.54	4.84	8.30
-0.15+0.12	11.05	33.77	3.35	6.62	14.92
-0.12+0.096	14.10	47.87	5.40	13.62	28.54
-0.096+0.075	9.13	57.00	6.97	11.38	39.93
-0.075+0.045	22.92	79.92	7.60	31.16	71.10
-0.045+0.038	4.56	84.48	8.33	6.80	77.90
-0.038	15.52	100.00	7.97	22.12	100.00
合计	100.00		5.59	100.00	

收稿日期: 2020-05-25

作者简介: 邹锋 (1976-), 男, 工程师, 主要从事矿产资源技术开发及生产管理工作。

由表 1 可看出, 该矿可利用的有价元素为钛, 其 TiO₂ 品位 5.59%, 矿石中 Fe 含量为 0.13%, 含量非常低, 选铁尾矿中 S 品位为 0.32%, 试验中需要注意硫对产品的影响。

由表 2 可看出, 除了 +0.075 mm 和 +0.038 mm 产率较低外, 其余粒级产率分布较为均匀, +0.12 mm TiO₂ 品位较低, -0.12 mm TiO₂ 品位相差不大, 给矿 -0.038 mm 粒级产率及 TiO₂ 分布率较高, 该部分矿物由于粒度过细, 资源化回收难度较大。

1.2 选铁尾矿镜鉴结果

此选铁尾矿主要成分为钛铁矿、钛磁铁矿、硫化铁、少量磁黄铁矿、钛辉石、石英、少量长石等。

选铁尾矿中钛磁铁矿以较大颗粒单体形式存在的颗粒很少, 钛磁铁矿主要以贫连生体与雾状或滴状的形式嵌布在脉石颗粒中, 或者从脉石矿物的解理缝中析出, 这些钛磁铁矿由于粒度太细, 采用常规物理选矿难以回收。

钛铁矿在该物料中有粗有细, 大部分分布为 0.04 ~ 0.1 mm 之间, 钛铁矿以不规则粒状分布, 有的以细脉状分布, 有的呈不等粒嵌布, 大部分钛铁矿内部比较纯净, 少部分钛铁矿不够纯净, 有的从脉石中析出, 颗粒细小难于解离, 个别钛铁矿颗粒的裂缝中有脉石矿物充填, 也有部分钛铁矿在脉石中呈浸染状分布, 这种钛铁矿回收利用的难度较大, 选铁尾矿中钛铁矿的单体解离度较高, 存在一定量的脉石单体。

选铁尾矿硫化物含量不高, 大部分在 0.02 ~ 0.08 mm 之间, 以粒状存在于脉石矿物中, 少部分以极细的滴状散布于脉石矿物中, 硫化物单体少见, 大部分以连生体的形式存在。

2 磁选试验

2.1 磁场强度试验

试验采用 SLon-500 脉动高梯度磁选机, 试验参数为脉动冲程 30 mm、冲次 250 次/min、转环转速 3.0 r/min、矿浆浓度 30%、磁介质 3 mm。进行不同磁场强度的试验, 试验结果见表 3。

表 3 一段强磁磁场强度条件试验结果

Table 3 Condition test results of high-intensity magnetic the first stage field

磁场强度 / (kA·m ⁻¹)	产品名称	产率 / %	TiO ₂ 品位 / %	TiO ₂ 回收率 / %
424	精矿	27.63	21.06	50.95
	尾矿	72.37	7.74	49.05
	给矿	100.00	11.42	100.00
500	精矿	34.64	20.24	61.39
	尾矿	65.36	6.75	38.61
	给矿	100.00	11.42	100.00
567	精矿	40.15	17.82	62.65
	尾矿	59.85	7.13	37.35
	给矿	100.00	11.42	100.00
628	精矿	42.03	17.20	63.30
	尾矿	57.97	7.23	36.70
	给矿	100.00	11.42	100.00
678	精矿	47.54	16.50	68.68
	尾矿	52.47	6.82	31.32
	给矿	100.00	11.42	100.00

由表 3 可见, 随着磁场强度的升高, 精矿产率、TiO₂ 回收率均随着磁场强度升高而增加, 精矿品位随着磁场强度升高而下降, 尾矿中 TiO₂ 品位较高。磁场强度超过 500 kA/m, 精矿品位下降较多, 精矿回收率提高有限。综合考虑各项指标, 选择较佳的磁场强度 500 kA/m, 此时精矿产率 34.64%、TiO₂ 品位 20.24%、TiO₂ 回收率 61.39%, 尾矿 TiO₂ 品位 6.75%。

2.2 冲程试验

试验采用 SLon-500 脉动高梯度磁选机, 在磁场强度 500 kA/m、冲次 250 次/min、转环转速 3.0 r/min、矿浆浓度 30%、磁介质 3 mm 的条件下, 进行脉动冲程试验, 试验结果见表 4。

表 4 强磁冲程条件试验结果

Table 4 Condition test results of high-intensity magnetic stroke

冲程 / mm	产品名称	产率 / %	TiO ₂ 品位 / %	TiO ₂ 回收率 / %
20	精矿	45.27	16.45	65.21
	尾矿	54.73	7.26	34.79
	给矿	100.00	11.42	100.00
25	精矿	40.11	17.40	61.11
	尾矿	59.89	7.42	38.89
	给矿	100.00	11.42	100.00

30	精矿	37.46	18.42	60.42
	尾矿	62.54	7.23	39.58
	给矿	100.00	11.42	100.00
35	精矿	34.13	20.06	59.95
	尾矿	65.87	6.94	40.05
	给矿	100.00	11.42	100.00
40	精矿	32.15	20.46	57.60
	尾矿	67.85	7.14	42.40
	给矿	100.00	11.42	100.00

由表4可看出，随着冲程的增加，精矿产率和TiO₂回收率均随着冲程的增加而下降，精矿TiO₂品位随着冲程增加而提高，冲程小于35 mm时，精矿品位不高；冲程超过35 mm时，精矿品位提高幅度较小，考虑到浮选时精矿品位不宜过低，因此采用冲程35 mm，此时精矿产率34.13%、精矿TiO₂品位20.06%、TiO₂回收率59.95%，尾矿TiO₂品位9.64%。

2.3 冲次试验

试验采用SLon-500脉动高梯度磁选机，在磁场强度500 kA/m、脉动冲程35 mm、转环转速3.0 r/min、矿浆浓度30%、磁介质3 mm的条件下，进行冲次试验，试验结果见表5。

表5 强磁冲次条件试验结果
Table 5 Secondary condition test results of high-intensity magnetic stroke

冲次 / (次·min ⁻¹)	产品名称	产率 / %	TiO ₂ 品位 / %	TiO ₂ 回收率 / %
200	精矿	38.90	18.45	62.85
	尾矿	61.10	6.94	37.15
	给矿	100.00	11.42	100.00
250	精矿	35.46	19.54	60.67
	尾矿	64.54	6.96	39.33
	给矿	100.00	11.42	100.00
300	精矿	32.15	21.04	59.23
	尾矿	67.85	6.86	40.77
	给矿	100.00	11.42	100.00
350	精矿	30.04	22.13	58.21
	尾矿	69.96	6.82	41.79
	给矿	100.00	11.42	100.00
400	精矿	28.76	22.60	56.92
	尾矿	71.24	6.91	43.08
	给矿	100.00	11.42	100.00

由表5可看出，随着冲次的提高，精矿产率和回收率逐渐下降，精矿TiO₂品位不断提高，冲次超过300次/min后，精矿产率明显下降，尾矿品位基本变化不大，因此综合考虑采用冲次300次/min，精矿产率32.15%、精矿TiO₂品位21.04%、TiO₂回收率59.23%，尾矿TiO₂品位6.86%。

2.4 转速试验

试验采用SLon-500脉动高梯度磁选机，在磁场强度760 kA/m、脉动冲程30 mm、冲次250次/min、矿浆浓度30%、磁介质3 mm的条件下，进行转环转速试验，试验结果见表6。

表6 一段强磁转环转速条件试验结果
Table 6 Condition test results of the first stage high-intensity magnetic rotary speed

转速 / (r·min ⁻¹)	产品名称	产率 / %	TiO ₂ 品位 / %	TiO ₂ 回收率 / %
200	精矿	38.90	18.45	62.85
	尾矿	61.10	6.94	37.15
	给矿	100.00	11.42	100.00
250	精矿	35.46	19.54	60.67
	尾矿	64.54	6.96	39.33
	给矿	100.00	11.42	100.00
300	精矿	32.15	21.04	59.23
	尾矿	67.85	6.86	40.77
	给矿	100.00	11.42	100.00
350	精矿	30.04	22.13	58.21
	尾矿	69.96	6.82	41.79
	给矿	100.00	11.42	100.00
400	精矿	28.76	22.60	56.92
	尾矿	71.24	6.91	43.08
	给矿	100.00	11.42	100.00

由表6可看出，随着转环转速的提高，精矿产率和回收率均逐渐增加，精矿TiO₂品位逐渐降低，综合考虑采用转速3.0 r/min，此时精矿产率35.12%、精矿TiO₂品位21.86%、TiO₂回收率67.23%，尾矿TiO₂品位5.77%。

2.5 二段强磁

二段强磁条件试验时发现，二段强磁尾矿TiO₂品位较高，普遍在6.50%~7.80%之间，生产

时对二段强磁尾矿进行扫选，试验流程见图 1。

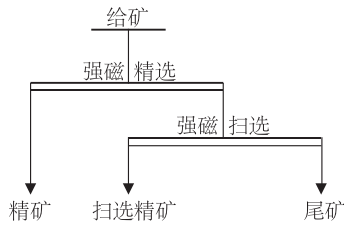


图 1 二段强磁生产流程

Fig.1 Flowsheet of the second stage high-intensity production

试验采用 SLon-500 脉动高梯度磁选机，转环转速 3.0 r/min、脉动冲程 35 mm、冲次 300 次/min，矿浆浓度 30%、磁介质 3 mm，精选试验磁场强度 500 kA/m，扫选试验磁场强度 348 kA/m，二段强磁生产试验结果见表 7。

表 7 二段强磁生产试验结果

Table 7 Test results of the second stage high-intensity production

产品名称	产率 /%	TiO ₂ 品位 /%	TiO ₂ 回收率 /%
精矿	31.86	22.49	62.74
扫选精矿	8.67	21.43	16.27
尾矿	59.47	4.03	20.99
给矿	100.00	11.42	100.00

由表 7 可看出，通过一次精选一次扫选，二段强磁尾矿 TiO₂ 品位为 4.03%，相较于二段强磁条件试验降低较多，通过扫选增加了 TiO₂ 的回收率，同时保证了较高的精矿品位。

3 产品分析

3.1 粒度分析

二段精选精矿和扫选精矿合并后作为二段强磁精矿，对二段强精和二段强尾进行全粒级筛析和 TiO₂ 分布率测定，计算出粒级产率和回收率。试验结果表明：二段强磁生产精矿 +0.074 mm 粒级回收率最高，达到 87.25%，+0.18 mm 粒级回收率最低，仅为 53.41%，其余粒级回收率均在 71% 以上。强磁尾矿 -0.074 mm 粒级品位较高，其余粒级尾矿品位均低于 3%。

3.2 矿物分析

为了解二段强磁精矿富集情况和二段强尾矿

损失情况，对二段强精和二段强尾进行镜下检测，其矿物含量与其单体解离度见表 8。

表 8 矿物含量及单体解离度测定结果

Table 8 Determination results of mineral content and monomer dissociation degree

样品	重量含量 /%				单体解离度 /%			
	钛磁铁矿	钛铁矿	硫化物	脉石	钛磁铁矿	钛铁矿	硫化物	脉石
二段强精	6.41	41.09	0.82	51.68	56.32	92.45	78.56	94.85
二段强尾	3.13	6.07	0.48	90.32	35.76	87.54	80.65	93.12

二段强磁精矿整体物料粒度较细，主要分布在几微米到两百微米之间，部分物料已经过磨。典型的钛磁铁矿已经比较少见，钛磁铁矿主要以氧化蚀变或绿泥石化的钛磁铁矿（脉石解理缝中析出物、在脉石中的极细粒含铁矿物的形式存在。钛铁矿颗粒内部纯净，有少数钛铁矿裂缝中充填有脉石矿物呈压碎结构的钛铁矿，压碎结构钛铁矿对其精矿品位的提高有一定的影响，另外一个影响钛铁矿选别的重要因素就是整个物料的粒度。

硫化物嵌布粒度比钛铁矿粒度稍细，整体含量较少，与钛铁矿的粒度分布类似，都为粒状，硫化物的类型以磁黄铁矿为主。脉石颗粒多数纯净，部分脉石中含有蚀变的钛磁铁矿和很细的铁钛矿物与硫化物。

二段强磁尾矿钛磁铁矿有极个别钛磁铁矿属于典型的钛磁铁矿，主要以蚀变或绿泥石化的钛磁铁矿、脉石解理缝中的含铁矿物析出物、极细蚀变的含铁矿物、极贫连生体的形式存在。钛铁矿颗粒内部纯净，有少数钛铁矿呈压碎结构，钛铁矿粒度分布介于几微米到一百多微米之间，除压碎结构钛铁矿会影响精矿品位之外，钛铁矿颗粒都算可回收颗粒。硫化物数量不多，以粒状为主，硫化物以黄铁矿为主，其他硫化物各种均有但矿量很少。脉石颗粒相对纯净，且粒度较钛铁矿粗，少量脉石颗粒中嵌布有各种形态的铁钛矿物，主

要为蚀变的钛磁铁矿、解理缝中析出物及极细粒级的含铁钛矿物。

4 浮选试验

浮选给矿为二段强磁精矿，根据强磁精矿镜鉴结果，强磁精矿中含有少量的硫化矿，在浮选之前应可进行浮硫试验，浮硫所用的药剂制度根据现场经验确定，浮钛试验使用优钛做捕收剂， H_2SO_4 做 pH 值调整剂，另外根据现场经验在粗选时加入一定量的柴油。

4.1 条件试验

主要开展了硫酸用量、捕收剂用量、柴油用量条件试验，最终确定较佳药剂用量分别为硫酸 750 g/t，优钛捕收剂 2200 g/t，柴油用量 560 g/t。浮选采用两种不同的流程，一种为“浮硫+浮钛粗选”流程，另一种为“浮硫+脱泥+浮钛粗选”流程。试验结果表明：浮硫之后进行脱泥，可以进一步降低尾矿 TiO_2 品位；采用脱泥流程，粗精矿产率明显提高，精矿品位有所下降，主要是采用“浮硫+浮钛粗选”流程时，给矿中的矿泥对捕收剂影响较大，影响了对有用矿物的捕收效果，造成其粗精矿回收率较低。采用“浮硫+脱泥+浮钛粗选”流程，给矿中矿泥部分在粗选前已经脱除，不会对捕收剂产生负面影响。“浮硫+浮钛粗选”与“浮硫+脱泥+浮钛粗选”流程相比，采用脱泥流程，精矿品位降低较少，精矿产率和回收率提高较多，同时降低了尾矿的品位和回收率，综合比较，确定采用“浮硫+脱泥+浮钛”流程，其中脱泥用量采用优钛 100 g/t。

4.2 开路浮选试验

根据粗选条件试验结果确定，粗选药剂用量分别为 H_2SO_4 750 g/t，优钛 2200 g/t，柴油 560 g/t。开路浮选药剂制度和具体流程见图 2，开路流程浮选试验结果见表 9。

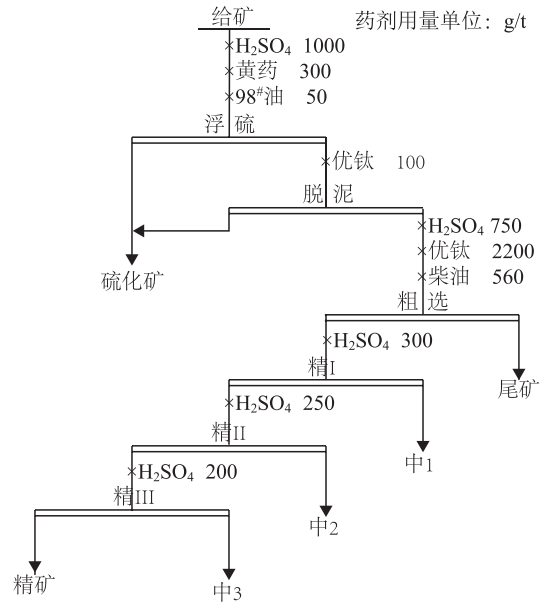


图 2 开路工艺流程

Fig. 2 Open-circuit flotation process

表 9 开路浮选试验结果

Table 9 Test results of open-circuit flotation

产品名称	产率 /%	TiO_2 品位 /%	TiO_2 回收率 /%
硫化矿	9.86	18.52	8.20
精矿	29.56	47.56	63.16
中 1	17.64	12.88	10.21
中 2	6.15	16.50	4.56
中 3	3.56	35.30	5.65
尾矿	33.23	5.51	8.23
给矿	100.00	22.26	100.00

由表 9 可看出，通过开路浮选可以获得产率 33.54%、 TiO_2 品位 47.20%、回收率 71.12% 的钛精矿，尾矿中 TiO_2 品位 5.51%。

4.3 闭路浮选试验

闭路浮选试验流程和开路流程相同，即一次浮硫一次脱泥，浮钛一次粗选三次精选，精选中矿依次返回上一作业，闭路流程试验结果见图 3，钛精矿多元素分析见表 10。

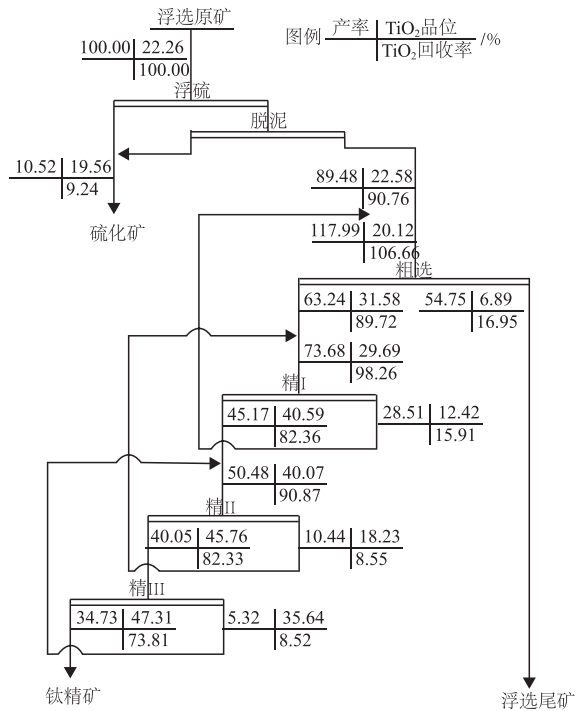


图 3 闭路数质量流程

Fig. 3 Closed-circuit quantity and quality flow

表 10 钛精矿化学多元素分析 /%

Table 10 Chemical analysis of multi-elements of ilmenite concentrate

TiO ₂	TFe	mFe	FeO	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO
47.31	33.69	0.24	37.48	6.65	0.71	3.27
Al ₂ O ₃	P	S	As	SiO ₂	Cr ₂ O ₃	MnO
0.79	0.006	0.10	<0.01	2.90	0.10	3.27

由表 10 可看出，钛精矿 TiO₂ 品位 47.56%、TFe 品位 10.30%；有害元素 P、S 分别为 0.006% 和 0.10%，MgO 品位 3.27%，较生产钛精矿 MgO 品位低 2.23 个百分点，有利于钛精矿冶炼。

5 结 论

(1) 选铁尾矿中钛铁矿大部分在 0.04 ~ 0.1 mm 之间，钛铁矿以不规则粒状分布，大部分钛铁矿内部比较纯净，少部分钛铁矿不够纯净，选铁尾矿中钛铁矿的单体解离度较高。

(2) 选铁尾矿采用“两段强磁 + 浮选流程”，可获得相对选铁尾矿产率 4.67%、TiO₂ 品位 47.31%、TiO₂ 回收率 39.52% 的钛精矿。

参考文献

[1] 吴雪红. 某选钛尾矿钛的再回收试验 [J]. 现代矿业, 2017,4(4):104-107,112.

Wu X H. Titanium recycling test on a titanium separation tailings[J]. Modern Mining, 2017,4(4): 104-107,112.

[2] 邓冰, 张渊, 杨永涛, 等. 攀西某钒钛磁铁矿选矿尾矿选钛试验研究 [J]. 矿产综合利用, 2018 (2): 91-96.

Deng B, Zhang Y, Yang Y T, et al. Study on ilmenite separation from the iron tailings of a vanadium-titanium magnetite ore in Panxi area[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2018 (2): 91-96.

[3] 谢琪春. 攀西选钛尾矿中再回收钛铁矿工艺研究与应用 [J]. 矿冶工程, 2018,38(3)40-42.

Xie Q Ch. Reclaiming ilmenite from titanium tailings of Pan-Xi area: Technical Study and Commercial Application[J], 2018,38 (3): 40-42.

[4] 宁娅娟. 攀枝花白马铁尾矿选钛工艺研究 [J]. 金属矿山, 2013 (450): 61-65,69.

Ning Y J. titanium concentration from baima iron tailings in Panzhuhua[J]. Metal Mine, 2013 (450): 61-65,69.

[5] 王建平. 攀枝花某选铁尾矿窄粒级选钛试验 [J]. 现代矿业, 2017, 10(10)92-98.

Wang J P. Narrow size beneficiation experiment on separating titanium from a iron tailing in Panzhuhua[J]. Modern Mining, 2017, 10(10): 92-98.

[6] 刘星, 李成秀, 刘飞燕, 等. 甘肃大滩某低品位钛铁矿石选矿试验 [J]. 金属矿山, 2014, 43(12):75-78.

Liu X, Li Ch X, L F Y, et al. Beneficiation technology for a low-grade ilmenite ore in Datan of Gansu province[J]. 2014, 43(12):75-78.

[7] 李振乾, 邹定朝. 磁-浮联合工艺回收某钒钛磁铁矿石中钛铁矿试验 [J]. 金属矿山, 2017(1):67-72.

Li Zh Q, Zou D Zh. Experimental research on the recycle of ilmenite from a vanadium titanium magnetite ore by the combined magnetic-flotation process[J]. Metal Mine, 2017(1):67-72.

[8] 周建国, 王洪彬, 王黎. 攀枝花密地选钛厂粗粒级钛铁矿浮选研究 [J]. 矿冶工程, 2011(6):54-56.

Zhou J G, Wang H B, Wang L. Study on flotation of panzhuhua

coarse ilmenite in Midi titanium concentrator[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2011(6):54-56.

[9] 官长平. 新型捕收剂 YS-1 对攀枝花某钛铁矿的浮选试验研究 [J]. 四川有色金属, 2016 (1)62-65,68.

Guan Ch P. Flotation of ilmenite in Panzhihua using new type collector YS-1[J]. Sichuan Nonferrous Metals, 2016, (1): 62-65,68.

[10] 王飞旺, 崔毅琦, 童雄, 等. 钛铁矿选矿技术研究与应用 [J]. 矿产综合利用, 2016 (1): 1-6.

Wang F W, Cui Y Q, Tong X, et al. Research and application of beneficiation process for ilmenite[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2016,(1): 1-6.

[11] 李韦伟. 混合捕收剂在低品位钛铁矿浮选中的应用 [J]. 矿产综合利用, 2015 (3): 49-52,44.

Li W W. Application of mixed collector in flotation of low-grade ilmenite[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2015(3): 49-52,44.

Research on Comprehensive Utilization of Iron Tailings from Baima Panzhihua

Zou Feng¹, Yin Zhigang², Chen Sizhu³

(1. Panzhihua Gangcheng Group Co., Ltd., Liangshan Ruihai Branch, Panzhihua, Sichuan, China; 2. Sichuan Non-ferrous Metallurgy Research Co., Ltd., Chengdu, Sichuan, China)

Abstract: The iron tailing of Baima vanadium-titanium magnetite in Panzhihua contains 5.59% titanium and 10.51% iron, but it has not been developed and utilized for some special reasons. This paper focuses on the recovery of titanium resources from the separation tailings of vanadium-titanium magnetite in Panzhihua to explore the feasibility of the secondary development and utilization of the resources. According to the mineralogy of iron tailings, the effect of magnetic field intensity, grinding fineness, magnetic stroke, specific water-cycle and rotary speed on the separation results were studied. Therefore, a combination beneficiation flowsheet of high gradient magnetic separation-flotation was developed. Finally, the titanium concentrate with TiO₂ grade of 47.31% and TiO₂ recovery of 39.52% was achieved. Therefore, the development of this technology has built a solid technical foundation for the utilization of tailings resources, thus providing technical support for the comprehensive utilization of domestic vanadium and titanium resources.

Keywords: Iron tailings; Ilmenite; Combination beneficiation flowsheet; HGMS; Flotation

欢迎投稿 欢迎订阅 欢迎刊登广告