

红格某钒钛磁铁矿选矿试验研究

周政, 赵华伦, 李兵荣, 袁敬杰, 杜新, 邱允武

(四川省冶金地质勘查院, 四川 成都 610043)

摘要: 红格某钒钛磁铁矿中橄榄石和其蚀变矿物的含量较高, 矿石的结构构造和矿物嵌布特征较复杂, 矿物种类繁多, 钛磁铁矿和钛铁矿的嵌布粒度粗细不均, 由于橄榄石比磁化系数比其他脉石高, 可浮性也比其他脉石好, 选矿难度很大。针对该矿石特点, 选铁过程中重点考虑如何确定经济合理的抛尾粒度, 最大限度地多碎少磨, 降低生产成本; 选钛过程中重点研究一种能较好处理含橄榄石较多的钛铁矿浮选工艺流程和药剂制度, 将橄榄石和它蚀变的矿物对钛铁矿浮选的影响减至最小, 最终采用“原矿粗粒抛尾—阶段磨—阶段选(选铁)—强磁预选—浮选(选钒、钛)”的工艺流程进行试验并取得了良好的试验室指标, 结果为: 铁精矿品位 56.23%、回收率 64.94%, 钛精矿品位 46.38%、回收率 20.13%。试验成果为评价该铁矿资源开发利用的可行性提供了选矿技术支持。

关键词: 钒钛磁铁矿; 粗粒抛尾; 磁选; 浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2018.01.007

中图分类号: TD951 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2018) 01-0032-04

攀枝花红格某钒钛磁铁矿的矿石自然类型根据所含主要脉石类型分为辉石岩型和橄辉岩型两大类。它们中主要含铁、含钛金属矿物为钛磁铁矿与钛铁矿, 原矿铁品位为 22% 左右, TiO_2 品位为 9.5% 左右, 本次试验对象主要脉石为橄辉石, 橄榄石的比磁化系数相对其他脉石较高, 且由于部分中有数量不等铁、钛矿物片晶包体, 使得该部分橄辉石成为弱磁性矿物而在强磁选时易进入钛粗精矿。另橄辉石的可浮性也其它脉石好, 这些都将给钛铁矿的选别带来困难, 选矿难度大。

通过大量试验研究, 并参考相关研究成果^[1-6], 试验采用粗粒抛尾—阶段磨矿阶段选别工艺流程

富集钛磁铁矿; 采用强磁—浮选—浮选—浮选工艺流程富集钛铁矿。主要研究内容包括: 确定经济合理的抛尾粒度, 最大限度地多碎少磨, 降低生产成本; 研究处理嵌布粒度不均的钛磁铁矿选铁工艺流程和较好处理含橄榄石较多的钛铁矿浮选工艺流程和药剂制度, 将橄榄石和它蚀变的矿物对钛铁矿浮选的影响减至最小。

1 矿石性质

1.1 化学分析

原矿化学多项分析、铁物相分析以及钛物相分析结果分别见表 1~3。

表 1 原矿化学多项分析结果 /%

Table1 Main chemical composition analysis of the ore

SiO_2	Al_2O_3	TFe	mFe	CaO	MgO	P_2O_5	Cu	TiO_2	P_2O_5	Cr_2O_3	S	Ni	V_2O_5	Sc	Co
28.05	6.22	22.22	14.11	9.08	8.40	0.48	0.03	9.17	0.48	0.17	0.54	0.05	0.27	0.004	0.01

从表 1 结果来看, 矿石中有益元素铁、钛、钒达到综合利用标准, 有害元素主要有磷、硫, 且硫、钒含量相对较高, 不回收将会影响浮选钛精矿的质量, 故应脱除或回收。根据矿石性质,

本次选矿试验重点是研究铁、钛回收, 综合回收钒, 而对钒重点查铁精矿中 V_2O_5 的含量。

物相分析结果表明, 矿石中磁铁矿相别的分布率为 62.75% 左右; 在选别钛磁铁矿和磁铁矿时,

收稿日期: 2016-06-30; 改回日期: 2016-08-07

作者简介: 周政 (1990-), 男, 助理工程师, 主要从事选矿工艺研究工作。

表 2 铁物相分析结果
Table2 The ferrum Phase of the iron ore

相别	磁性铁	菱铁矿	赤褐铁矿	硫化铁	硅酸铁	钛铁矿	总铁
含量/%	14.76	0.88	0.58	0.40	4.47	1.14	22.23
占有率/%	66.40	3.96	2.59	0.82	20.11	5.13	100.00

表 3 钛物相分析结果
Table3 The ferrum Phase of the titanium

相别	金红石	钛铁矿	榍石和硅酸盐	磁铁矿	总钛
含量/%	0.126	3.62	3.49	1.72	29.12
占有率/%	1.41	40.42	38.96	19.21	100.00

TFe 的理论回收率将靠近该指标，矿石中钛铁矿中含 TiO₂ 的分布率为 40.42%。

1.2 原料中主要铁钛矿物赋存特性分析

矿石中金属矿物以钛磁铁矿，钛铁矿为主，次为磁黄铁矿，镍黄铁矿，少量的有黄铜矿、硫钴矿、辉钴矿等。主要脉石矿物为橄榄石、含钛普通辉石、棕色角闪石。次为透辉石、次闪石、斜长石、磷灰石、绿泥石、黝帘石、蛇纹石、滑石等。在主要矿物中，金属矿物钛磁铁矿、钛铁矿、磁铁矿是 Fe 和 Ti 的重要载体矿物。

钛铁矿与钛磁铁矿密切共生。矿物多呈它形或半自形粒状，少量为自形等轴粒状，粒径多在 0.06 ~ 0.15 mm 之间，最细为 0.01 mm，最粗达 2 mm，是综合回收钛精矿的主要利用对象。部分细粒钛铁矿内部相对较“纯”，内部少有细小的其他矿物包体，如磁黄铁矿或磷灰石等脉石矿物，呈不规则粒状，星散状分布，部分钛铁矿内部有相对密集的细条状磁铁矿分布，整体呈板条状或叶片状沿钛磁铁矿边缘分布，钛磁铁矿内部也散布有针柱状钛铁矿。

2 选矿试验

2.1 粗粒抛尾试验

原矿中铁、钛品位较低，对于处理这种低品位钒钛磁铁矿来说，粗粒抛尾工艺是非常经济的。一方面可以提高下一段磨选作业的入选品位，同时可以大大减少下一段磨选作业的入磨物料量，从而可以较大幅度地降低磨矿成本。因此，对原矿开展了多个粒度的粗粒抛尾试验研究。

将原矿分别破碎至 -50 mm、-25 mm、-15 mm、

-10 mm、-6 mm 五个粒度分别进行干式粗粒抛尾试验，磁选机分选磁场强度 318.5kA/m，粗粒抛尾试验流程见图 1，试验结果见表 4。

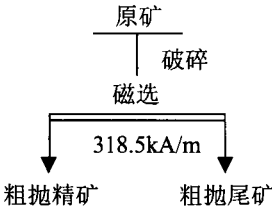


图 1 原矿粗粒抛尾试验流程
Fig. 1 Flowsheet of discarding coarse tailings

表 4 粗粒抛尾试验结果
Table 4 The test result of discarding coarse tailings

样品粒度/mm	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			TFe	TiO ₂	TFe	TiO ₂
-50	粗精矿	82.75	25.31	10.01	94.24	90.77
	尾矿	17.25	7.42	4.88	5.76	9.23
	原矿	100.00	22.22	9.13	100.00	100.00
-25	粗精矿	77.81	26.36	10.28	92.37	87.37
	尾矿	22.19	7.64	5.21	7.63	12.63
	原矿	100.00	22.21	9.16	100.00	100.00
-15	粗精矿	74.23	27.04	10.47	90.33	84.32
	尾矿	25.77	8.34	5.61	9.67	15.68
	原矿	100.00	22.22	9.22	100.00	100.00
-10	粗精矿	72.32	27.22	10.34	88.60	81.55
	尾矿	27.68	9.15	6.11	11.40	1.98
	原矿	100.00	22.22	9.17	100.00	100.00
-6	粗精矿	68.28	28.28	10.29	86.90	97.71
	尾矿	31.72	9.18	6.67	13.10	2.29
	原矿	100.00	22.22	9.14	100.00	100.00

由表 4 可以看到，粗粒抛尾效果较好，随着破碎粒级的变细，铁精矿产率及回收率呈上升趋势，精矿品位呈下降趋势，-6 mm 级别粗粒抛尾效果并不理想，虽然精矿品位较高，但是尾矿中铁矿物损失率较大。综合考虑精矿品位、回收率以及尾矿抛除率，-10 mm 可抛掉产率为 27.68% 的粗粒尾矿，粗抛精矿 TFe 品位提高 5 个百分点、为 27.22%，TiO₂ 品位提高 5.16 个百分点、为 10.34%，确定采用 -10 mm 粒度进行抛尾。

2.2 选铁试验

将 -10 mm 粒度抛尾获得的粗精矿经过对辊破碎到 -3 mm 作为铁和钛入选原料。选铁试验是要

获得 TFe 品位合格的铁精矿并且为后续**的强磁预选提供原料**。综合考虑后续试验所需原料粒度的均匀性且不宜太细，采用**阶段磨选工艺选铁**，最终获得的见表 5，选铁试验流程见图 2。

表 5 铁精矿化学多项分析结果 / %
Table 5 Chemical analysis of iron concentrate

TFe	TiO ₂	V ₂ O ₅	Nb ₂ O ₅	Ta ₂ O ₅	Co	S	P	As	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
56.60	9.03	0.603	0.0008	0.0002	0.013	0.147	0.010	0.0003	5.21	2.16	2.05	2.06

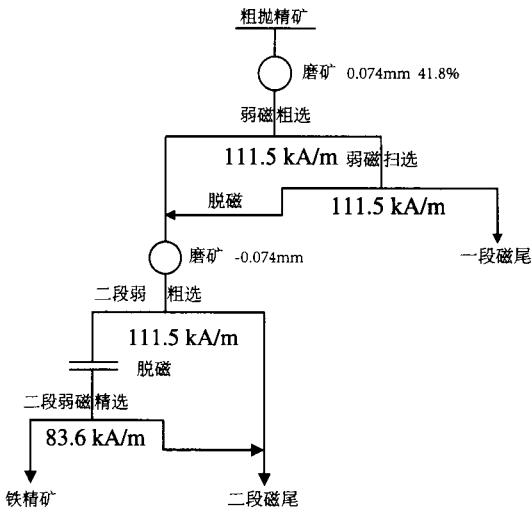


图 2 阶段磨选选铁工艺流程
Fig.2 Flowsheet of fine grinding test

2.3 选钛试验

选钛试验的原料为选铁尾矿，工艺矿物学研究结果表明，矿石中钛磁铁矿嵌布粒度较细，比磁化系数相对较高的脉石矿物橄榄石含量较大，而且由橄榄石蚀变为的滑石、绿泥石、蛇纹石等的含量也较大，对钛浮选的药剂制度有较大影响，将极大的影响钛铁矿的选矿技术指标。强磁预选能有效地抛弃大量的 (70% 左右) 脉石矿物及矿泥，使钛铁矿得到很好的富集，从而大幅度地减少进入浮选作业的物料量，并显著地改善物料性质^[7]。攀枝花地区钒钛磁铁矿的生产实践表明，强磁—浮选工艺流程仍是回收钛铁矿的较佳选择。

最终确定强磁条件为：给矿浓度 25% ~ 30%，中矿冲洗水 95 mL/S，精矿冲洗水量为 115 mL/S，磨矿细度 -0.074 mm65.3%，强磁粗选场强为 796.2

kA/m，强磁精选场强为 477.7 kA/m。钛精矿产品分析见表 6，数质量流程见图 3。

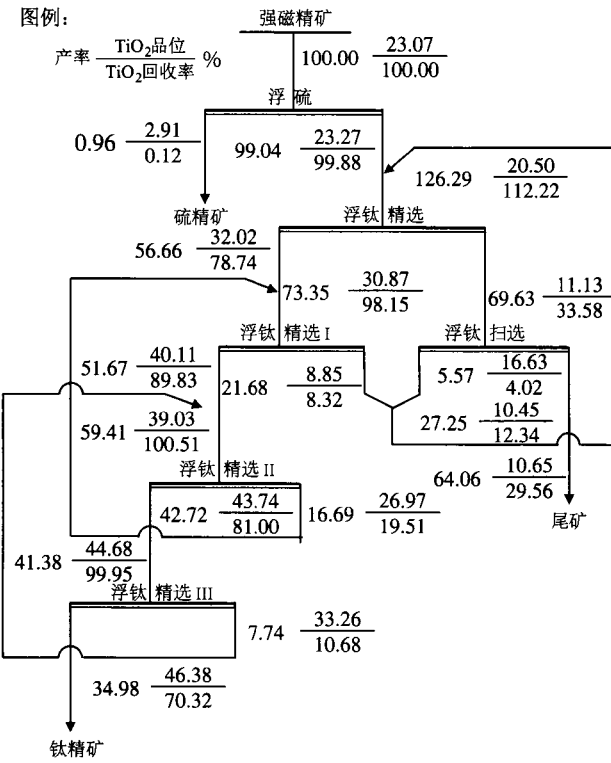


图 3 钛浮选闭路试验数质量流程
Fig.3 quantity-quality flowsheet of closed- circuit test

试验结果表明，采用两段强磁—浮选工艺流程，浮选为一粗一扫三精，可获得产率为 34.98%（对选铁尾矿 8.43%，对原矿 3.98%），TiO₂ 品位 46.38%，回收率 70.32%（对选铁尾矿钛回收率为 36.00%，对原矿钛回收率为 20.13%）的钛精矿产品。该结果表明，采用本研究的浮选工艺流程和药剂制度回收橄榄岩型矿石中的钛铁矿取得了较好的技术指标。

表 6 钛精矿化学多项分析结果 %
Table 6 Chemical analysis of titanium concentrate

TFe	TiO ₂	V ₂ O ₅	Nb ₂ O ₅	Ta ₂ O ₅	Co	S	P	As	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
34.45	46.38	0.093	0.0008	0.002	0.013	0.044	0.010	0.0003	2.42	0.42	1.37	1.06

3 结 论

(1) 本次试验对象攀枝花红格某钒钛磁铁矿脉石主要为橄辉石，原矿 TFe 品位为 22.22%，TiO₂ 品位 9.17%。相比于同矿区主要脉石为辉石的矿石而言，橄辉岩类型矿石中的钛磁铁矿嵌布粒度更细，构造复杂，脉石矿物橄榄石比磁化系数较其他脉石较高并且可浮性较好，选矿难度较大。

(2) 在研究矿石性质的基础上，通过大量探索试验研究，试验结果表明，该矿石选铁采用 -10 mm 粗粒抛尾 - 阶段磨矿阶段选别选铁工艺可获得产率为 23.73%，TFe 品位 56.56% 的铁精矿，铁回收率为 60.30%，铁精矿含 TiO₂ 8.24%。选钛采用两段强磁 - 浮选工艺流程，浮选为一粗一扫三精，可获得产率为 50.64%（对选铁尾矿 14.66%，对原矿 7.13%），TiO₂ 品位 46.34%，回收率 85.26%（对选铁尾矿钛回收率为 70.86%，对原矿钛回收率为 34.48%）的钛精矿产品。试验成果为评价该铁矿

资源开发利用的可行性提供了选矿技术支持。

参考文献：

- [1] 傅文章, 张裕书, 张渊, 等. 攀枝花细粒级钛铁矿选矿试验研究 [J]. 矿产综合利用, 1999 (1): 1-6.
- [2] 戴新宇. 原生钛铁矿选矿技术的进展 [J]. 中国矿业, 2002(2):40-42.
- [3] 彭征, 黄建雄, 等. 钛铁矿选矿试验 [J]. 现代矿业, 2013(1): 116-118.
- [4] 宁娅娟. 攀枝花白马铁尾矿选钛工艺研究 [J]. 金属矿山, 2013(12):61-65.
- [5] 陈金花, 官长平, 等. 提高攀枝花红格矿区钒钛磁铁矿回收率的工艺研究 [J]. 四川有色金属, 2011(2):17-20.
- [6] 王宏菊, 王超, 等. 攀枝花红格矿区钒钛磁铁矿选铁试验研究 [J]. 矿冶, 2013(4):14-17.
- [7] 张裕书, 龙云波. 低品位钒钛磁铁矿选铁尾矿综合回收钛试验研究 [J]. 矿业快报, 2007(7):22-25.

Experimental Study on a Vanadium-titanium Magnetite in Hongge

Zhou Zheng, Zhao Hualun, Li Bingrong, Yuan Jingjie, Du Xing, Qiu Yunwu

(Sichuan institute of Metallurgical Geology & Exploration, Chengdu, Sichuan, China)

Abstract: A vanadium-titanium magnetite in Hong Ge has intricate structure and many types of ore. The high content of olivine and other altered mineral, which has bigger specific magnetization coefficient and better floatability than other gangue, and the uneven disseminated grain size among titanite magnetite and ilmenite makes it difficult to separate effectively. On ore properties, how to ascertain economical and reasonable fineness of discarding coarse tailings and apply more broken and less grinding is important in the processing of iron dressing and how to find a flotation process and medicament system is significant on the processing of titanium dressing. A combined process of discarding coarse tailings - grinding - weak magnetic separation - strong magnetic pre-concentration - flotation was applied to this ore and obtained the titanium concentrate with grade 46.38% and the total recovery 20.13% and the iron concentrate with grade 56.23% and the total recovery 64.94%. Finally, the experimental results provide the feasibility of using the vanadium-titanium magnetite resources with technical support.

Keywords: Vanadium-titanium magnetite; Discarding coarse tailings; Magnetic separation; Flotation