

用重选—磁选—反浮选法回收鞍山某尾矿中的铁

马崇振

长沙矿冶研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012

中图分类号: TD951.1; TD926.4+2 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2021)05-0111-07
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2021.05.015

摘要 为了回收鞍山某浮选尾矿中的铁,进行了详细的工艺矿物学研究和回收工艺研究。结果表明,齐大山铁矿选矿分厂浮选尾矿的品位为19.51%;其中的铁矿物以赤(褐)铁矿和磁铁矿为主,脉石矿物以石英矿为主。最终确定采用螺旋溜槽重选—磁选—反浮选流程,获得的分选技术指标为:最终精矿铁品位为63.50%、产率为15.99%、铁回收率为52.07%。试验研究结果为后期该尾矿资源回收铁提供了技术支撑。

关键词 尾矿;综合回收;磁选;反浮选;铁

近两年,我国铁精矿年产量均超过1亿t,铁矿石资源对外依存度高达80%以上,既表明我国对铁矿石的市场需求巨大,以满足国民经济建设的高速发展,又说明我国铁矿资源的紧缺,严重依赖于国外铁矿资源。据中国钢铁新闻网报道,近两年,进口铁矿石价格不断突破历史新高,一方面蚕食我国钢铁行业供给侧结构性改革成果;另一方面由于地缘政治的原因,铁矿石也成为威胁我国战略资源安全的痛点,易受制于人。为此,加强国内铁矿石资源保障迫在眉睫。2021年两会期间,多位钢铁行业政协委员提出加大国内铁矿石资源开发力度的建议,加快科研攻关,提升国内铁矿的竞争力。其中,如何高效再回收铁尾矿中的铁是保障我国对铁原料供应的途径之一。

随着国民经济的快速发展,铁矿资源得到了报复性开发,开发利用过程中产生的尾矿量指数级倍增。据有关部门统计,我国铁尾矿量已近80亿t,并且以5亿t/a的速度增长^[1-3]。矿产开发中产生的尾矿既是矿山的固体废弃物,也是一种宝贵的资源^[4]。以我国最重要的铁矿类型和开采较为广泛的鞍山式铁矿石为例,鞍山式铁矿的分选主要采用阶段磨矿阶段分选、磁(重)选—浮选联合工艺,在得到铁精矿的同时,产生了大量的铁尾矿,尾矿中的铁品位一般在15%左右,但尾矿中铁的损失率存在很大差异,最低为19%,最

高高达40%,因此如何有效地回收尾矿中的铁矿资源成为选矿工作者研究的热点^[5-10]。

李亦然等^[11]针对云南某铁矿中铁的回收采用选择性分散絮凝—磁选工艺,获得的精矿指标为铁品位59.63%、回收率为50.41%;王威等人^[12]针对某尾矿中铁矿物主要是褐铁矿开展了还原焙烧试验,经磁化焙烧后一段磁选就可得到铁品位88.90%和回收率为93.14%的铁精矿;袁致涛等^[13]分析本钢集团马耳岭选矿厂尾矿,发现尾矿中的铁矿物为磁铁矿、赤褐铁矿和硅酸铁,含量分别为1.10%、1.30%和5.37%,经强磁预富集抛尾—细磨—三次弱磁选后,可获得精矿铁品位为51.39%,磁性铁回收率81.89%的良好指标。因此针对不同铁尾矿开展铁的赋存状态研究,制定出合理的回收工艺,决定了尾矿中铁再回收的潜力及经济价值,对保障国内铁的需求有重要意义。

本文以某鞍山式铁尾矿为研究对象,利用一系列检测手段探明其矿石性质,制订选矿工艺流程并进行试验研究,为合理回收该尾矿中的铁元素提供依据和参考。

1 给矿性质

1.1 给矿多元素分析及X射线衍射分析

鞍山某铁尾矿(以下简称给矿)多元素分析、XRD分析和扫描电镜分析结果分别见表1、图1和图2。

表 1 给矿多元素分析结果 /%

Table 1 The multi-element analysis results of feed ore

成分	TFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P	S
含量	19.51	5.88	65.38	1.63	0.68	1.71	0.15	0.023	0.077

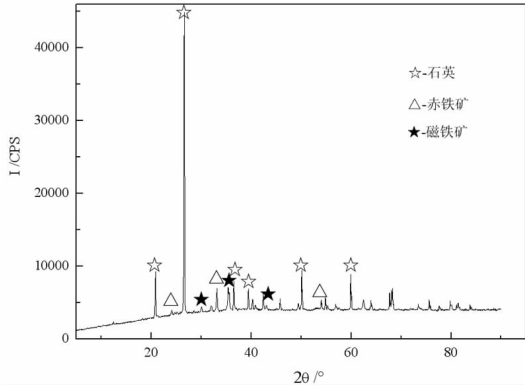


图 1 给矿 XRD 图谱
Fig. 1 The XRD pattern of feed ore

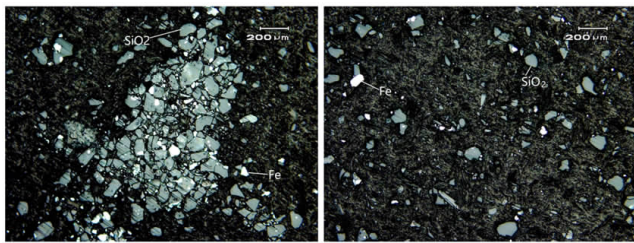


图 2 给矿镜下观察结果
Fig. 2 The microscope observation for feed ore

从给矿的化学多元素分析和 XRD 图谱可以看出, 试验矿样中的铁矿物主要为赤铁矿(如图 2 右)和磁铁矿(如图 2 左), 脉石矿物以石英为主, S 和 P 等有害杂质含量较少。

通过扫描电镜镜下观察发现, 给矿粒度较细, -0.10 mm 粒级占 91.2%, 石英粒度明显比其他矿物偏大; 铁矿物解离度接近 90%, 因此暂时不考虑增加磨矿作业。另外还有少许贫连生体颗粒和包裹体存在。

2 试验方法

采用重选—磁选—反浮选联合流程处理选矿厂铁尾矿, 即先用重选获得部分合格铁精矿, 并抛出合格尾矿; 对重选中矿进行磁选, 以预选抛除尾矿; 最后对磁选精矿进行反浮选, 以达到提铁降硅效果^[14]。各个阶段具体流程如下:

重选工序使用 φ1200 螺旋溜槽^[15], 所得精矿为最

终精矿, 所得中矿进入磁选进行选别, 所得尾矿直接抛出。

磁选工序均采用弱磁选—强磁选联合流程, 弱磁选采用湿式筒式弱磁选机, 强磁选采用立环脉动高梯度磁选机, 磁选工序所得混合磁选精矿作为浮选作业的给矿, 所得尾矿并入综合尾矿中^[16]。

浮选工序采用的是阴离子反浮选流程, 使用的设备是实验室型单槽浮选机, 矿浆温度为常温。

3 试验结果及讨论

3.1 重选试验

重选试验采用一次粗选一次精选(螺旋溜槽)流程, 试验流程和试验结果分别见图 3 与表 2^[15]。

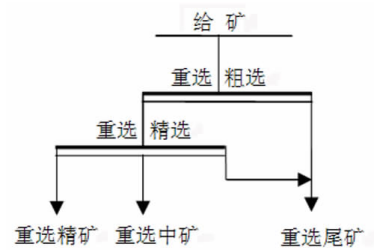


图 3 重选试验流程
Fig. 3 The test flowsheet of gravity separation

从试验结果可以看出, 给矿经过重选, 可得到产率为 5.60%、铁品位为 63.73%、铁回收率为 18.31% 的重选精矿, 同时还可预先抛除铁品位 10.50%、产率为 14.50% 的尾矿, 重选中矿进入磁选工序提纯。

表 2 重选试验结果 /%

Table 2 The results of gravity separation tests

产品名称	产率	铁品位	铁回收率
重选精矿	5.60	63.73	18.31
重选中矿	79.90	18.02	73.88
重选尾矿	14.50	10.50	7.81
合计	100.00	19.49	100.00

3.2 磁选试验

采用磁选对重选中矿进行预先提纯。根据前期探索试验, 初步确定采用弱磁选—强磁选联合流程, 矿浆固体质量浓度 30%。弱磁选磁场磁感应强度为 119.37 kA/m, 强磁选磁场磁感应强度为 477.48 kA/m, 试验流程和试验结果分别见图 4 与表 3。

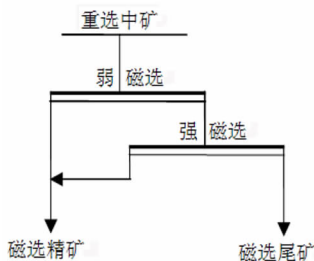


图 4 磁选试验流程

Fig. 4 The test flowsheet of magnetic separation

表 3 磁选试验结果

/%

Table 3 The results of magnetic separation tests

产品名称	产率		铁品位	铁回收率	
	对磁选作业	对给矿		对磁选作业	对给矿
磁选精矿	40.90	32.68	31.04	70.36%	51.98
磁选尾矿	59.10	47.22	9.05	29.64%	21.90
重选中矿	100.00	79.90	18.04	100.00	73.88

由表 3 可知,经过两段磁选可得到产率为 40.90%、铁品位为 31.04%、铁回收率为 70.36% 的磁精矿,同时甩出铁品位 9.05%、产率为 59.10% 的尾矿,综上可知,磁选流程提铁降杂效果显著。

磁选精矿筛析结果见表 4。

表 4 磁选精矿筛析结果

Table 4 The size analysis results of magnetic separation concentrate

粒度/mm	产率/%	铁品位/%	铁分布率/%
+0.038	25.27	18.02	14.67
-0.038+0.020	34.45	27.60	30.63
-0.020	40.28	42.15	54.70
合计	100.00	31.04	100.00

由表 4 结果可以看出,精矿中 -0.038 mm 粒级占 74.73%,此部分铁分布率高达 85.37%。对这部分铁金属的回收将是后续作业的重点。由于粒度较细,磁选容易夹杂,难以将品位提高至很高的水平,因此采用浮选。

3.3 浮选试验

将前序磁选作业获得的精矿作为浮选给矿^[16],入选铁品位为 31.04%。此时脉石矿物主要是石英,而反浮选是有效的方法。因此采用反浮选工艺提高精矿铁品位。

3.3.1 浮选探索试验

铁矿阴离子反浮选的药剂制度如图 5 所示,其中 NaOH 为 pH 值调整剂,pH 值控制在 11.5 左右,铁矿物的抑制剂为淀粉(DF),用量为 1 100 g/t,石英等硅酸盐矿物的活化剂为 CaO,用量为 500 g/t;捕收剂剂采用 RA 系列,是以脂肪酸及石油化工副产品等为原料制得,用这种改性阴离子捕收剂捕收被 CaO 活化的石英等硅酸盐脉石矿物,其用量为 700 g/t。

首先开展探索试验,流程见图 5,试验结果如表 5。

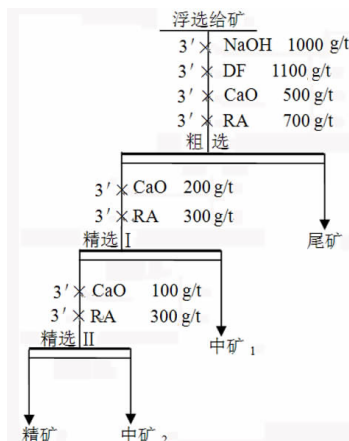


图 5 浮选探索试验流程

Fig. 5 The flowsheet of flotation exploring tests

表 5 浮选探索试验结果

/%

Table 5 The results of flotation exploring tests

产品	产率	铁品位	铁回收率
精矿	30.05	63.07	61.05
中矿 1	5.10	31.80	5.22
中矿 2	3.20	45.90	4.73
尾矿	61.65	14.60	29.00
合计	100.00	31.04	100.00

由表 5 可知,经过一次粗选二次精选浮选作业,可得产率为 30.05%、铁品位为 63.07%、铁回收率为 61.05% 的浮选精矿;浮选尾矿铁品位只有 14.60%,暂时不考虑增加扫选。从精矿指标初步判断,通过后续进一步优化,可以获得 Fe 品位 63% 的铁精矿。

3.3.2 粗选条件试验

为了获得更优的工艺参数,在探索试验的基础上,我们又开展了浮选粗选条件优化试验。粗选流程如图 6 所示。

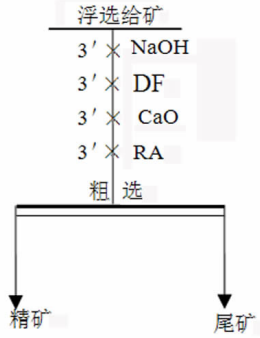


图 6 粗选条件试验流程
Fig. 6 The test flowsheet of rough flotation

(1) NaOH 用量试验

首先固定 DF 用量为 1 100 g/t、CaO 用量为 500 g/t、RA 用量为 700 g/t 等条件不变,对 NaOH 用量进行优化试验^[1,10,16,17]。试验结果如图 7 所示。

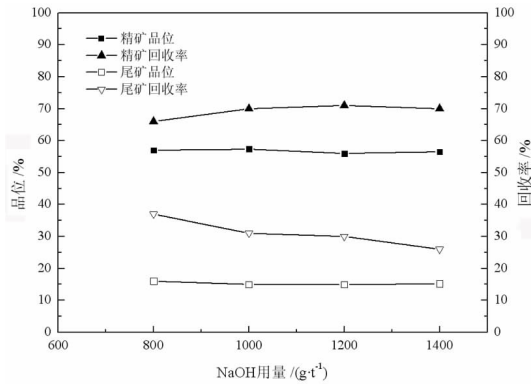


图 7 NaOH 用量试验结果
Fig. 7 The results of NaOH dosage tests

从图 7 可以看出,当 NaOH 用量为 1 000 g/t 时,所得精矿的铁回收率稍低,但铁品位却最高(57.33%),尾矿铁品位较低。不难看出,NaOH 用量 1 000 g/t 较为合适,对矿浆 pH 进行检测,此时 pH 为 10.9。

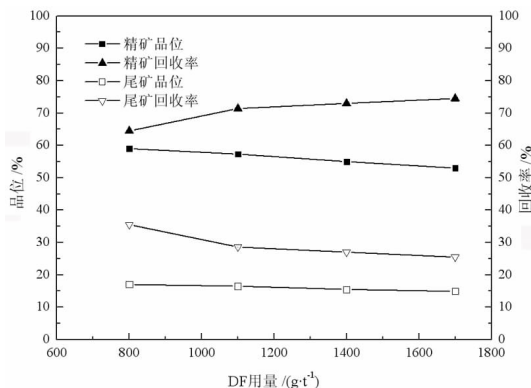


图 8 DF 用量试验结果
Fig. 8 The results of DF dosage tests

(2) DF 用量试验

DF 用量试验,固定 NaOH 用量为 1 000 g/t、CaO 用量为 500 g/t、RA 用量为 700 g/t^[18],所得指标如图 8 所示。

从图 8 可以发现,随着 DF 用量的增加,精矿的铁回收率上升,精矿的铁品位呈下降趋势。当 DF 用量为 1 100 g/t 时,所得精矿的铁品位较高,铁回收率为 71.47%,综合考虑精矿铁品位和回收率,DF 用量 1 100 g/t 较为适宜。

(3) CaO 用量试验

CaO 用量试验是在 NaOH 用量为 1 000 g/t、DF 用量为 1 100 g/t、RA 用量为 700 g/t 条件下进行的^[19]。试验结果见图 9。

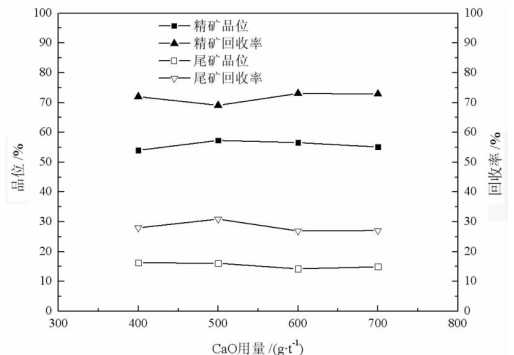


图 9 CaO 用量试验结果
Fig. 9 The results of CaO dosage tests

从图 9 中可以看出,氧化钙用量对精矿产率和铁品位均有影响。当氧化钙用量为 600 g/t 时,精矿的铁品位为 56.56%,铁回收率最高(73.08%),而尾矿的铁品位只有 14.24%,所以氧化钙的适宜用量为 600 g/t。

(4) 捕收剂 RA 用量的试验

固定 NaOH 用量为 1 000 g/t、DF 用量为 1 100 g/t、CaO 用量为 600 g/t,开展浮选捕收剂 RA 的适宜用量试验^[17]。试验结果如图 10 所示。

图 10 RA 用量试验结果
Fig. 10 The results of RA dosage tests

从图 10 可以看出,当 RA 用量逐渐增加时,铁回收率先增加,当 RA 用量为 700 g/t 时,铁回收率为最高,精矿铁品位为 56.56%。综合考虑精矿铁品位和回收率,初步确定浮选粗选捕收剂 RA 的用量为 700 g/t。

3.3.3 精选捕收剂用量试验

固定 NaOH 用量为 1 000 g/t、DF 用量为 1 100 g/t、CaO 用量为 600 g/t、RA 用量为 700 g/t 的条件,进行

粗选,然后对粗选精矿进行精选的捕收剂试验,结果如图 11 所示。

表 6 开路试验指标

/%

Table 6 The results of open - circuite tests

产品	对浮选作业产率	铁品位	对浮选作业铁回收率
精矿	29.7	63.8	61.05
中矿 1	6.1	29.45	5.79
中矿 2	4.6	41.69	6.18
尾矿	59.6	14.05	26.98
合计	100.00	30.48	100.00

从表 6 可以看出,开路浮选流程可以获得产率为 29.70%、铁品位为 63.80%、铁回收率为 61.05% 的铁精矿。由此可见,采用一次粗选二次精选反浮选选铁流程,可以获得较满意的指标。

3.3.5 浮选闭路试验

在上述条件试验和开路试验基础上,为了进一步验证开路试验的指标准确性和可重复性,本文又进行了浮选全流程闭路试验,采用一次粗选二次精选反浮选、中矿顺序返回的闭路流程,如图 13 所示,浮选全流程闭路的试验结果见表 7。

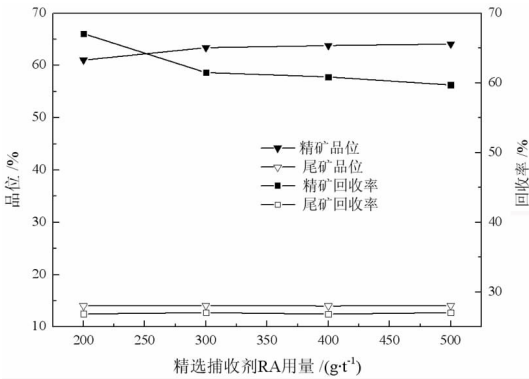


图 11 精选捕收剂 RA 用量试验结果
Fig. 11 The results of RA dosage tests in cleaner

从图 11 可以看出,当精选捕收剂 RA 的用量为 400 g/t 时,所得精矿铁品位较高(63.82%),此时铁回收率为 60.87%。当精选捕收剂 RA 用量超过 400 g/t 以后,随着精选捕收剂用量的增加,精矿铁回收率开始明显下降,继续增加药剂用量,既增加药剂成本,也造成精矿铁回收率降低^[1]。由此可见,反浮选精选捕收剂 RA 用量 400 g/t 为宜。

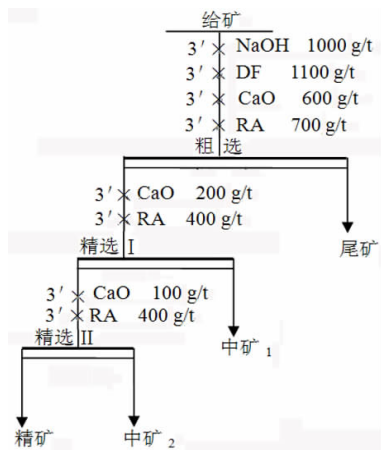


图 12 开路试验流程
Fig. 12 The flowsheet of open - circuite tests

3.3.4 浮选开路试验

在前期探索试验和条件试验的基础上,开路试验采用一次粗选二次精选流程,浮选开路试验所用流程(药剂制度)及试验结果分别见图 12 和表 6^[14]。

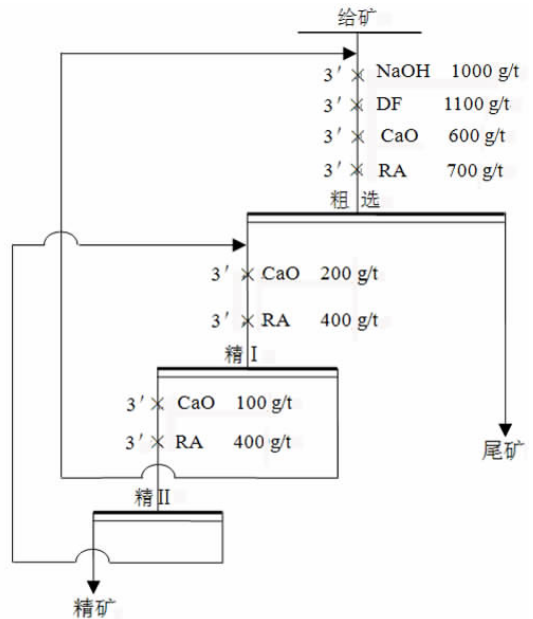


图 13 浮选闭路试验流程
Fig. 13 The flowsheet of closed - circle tests

表7 浮选闭路试验技术指标 /%

Table 7 The indexes of close-circle tests

产品名称	产率		铁品位	铁回收率	
	对浮选作业	对给矿		对浮选作业	对给矿
铁精矿	31.80	10.39	63.40	64.95	33.76
尾矿	68.20	22.29	15.95	35.05	18.22
给矿	100.00	32.68	31.04	100.00	51.98

由表7可知,浮选闭路试验结果较为满意,获得了铁品位为63.40%、对给矿铁回收率为33.76%的合格精矿。

表8 重选—磁选—反浮选的选别指标 /%

Table 8 The separation indexes of gravity separation-magnetic separation-reverse flotation

产物名称	产率	铁品位	铁回收率
重选精矿	5.60	63.73	18.31
浮选精矿	10.39	63.40	33.76
总精矿	15.99	63.50	52.07
总尾矿	84.01	11.12	47.93
给矿	100.00	19.50	100.00

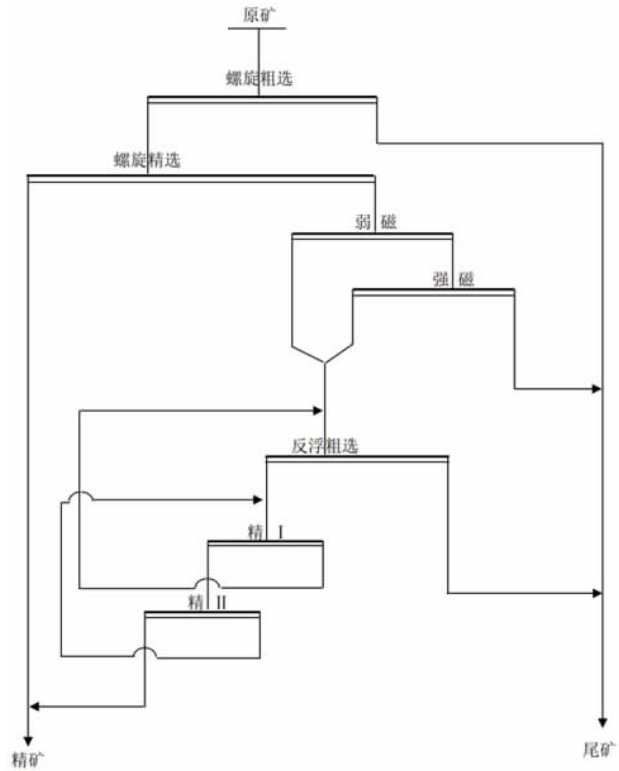


图14 推荐的工艺流程 Fig. 14 The flowsheet of recommendation

3.4 推荐的工艺流程

针对鞍山某铁尾矿中铁的回收问题,结合铁尾矿的工艺矿物学性质,本文确定了重磁浮联合工艺即螺旋溜槽重选、强磁预富集和阴离子反浮选,实现对铁尾

矿中铁的有效回收,各个阶段试验结果见表8所示,并最终制订出了该铁尾矿回收铁的适宜工艺流程。结果显示,采用螺旋溜槽—磁选—反浮选联合工艺可以获得产率15.99%、铁含量为63.50%、回收率为52.07%的铁精矿,基本达到了对该铁尾矿中铁元素有效回收的目的。

根据实验室选铁试验流程及相关试验结果,推荐的该鞍山式铁尾矿综合回收工艺流程如图14所示^[1]。

4 结论

(1)给矿多元素分析、X射线衍射分析和扫描电镜分析结果表明,矿样中的铁矿物主要是磁铁矿和赤(褐)铁矿,脉石矿物主要为石英,S和P等有害杂质含量较少。

(2)该鞍山式铁尾矿经重选—磁选联合工艺分选,可以得到产率为5.60%、铁品位为63.73%、铁回收率为18.31%的重选精矿;同时获得铁品位为31.04%的磁选粗精矿,基本可以满足反浮选给矿的要求。

(3)在浮选给矿铁品位为31.04%的情况下,采用现场生产使用的浮选药剂制度,经过一次粗选二次精选反浮选流程,获得了作业产率为31.8%、铁品位为63.40%、铁作业回收率为64.95%的合格浮选铁精矿,指标较为满意。

(4)本研究确定的螺旋溜槽—磁选—阴离子反浮选联合工艺流程,当给矿铁品位为19.51%时,可得到产率为15.99%、铁品位为63.5%、铁回收率为52.07%的铁精矿。本研究结果为合理回收该尾矿中的有价元素提供了试验依据,也为鞍本地区类似铁矿石选矿厂尾矿的综合利用提供了参考。

参考文献:

[1] 崔宝玉,侯端旭,刘文刚,等. 齐大山反浮选尾矿理化性质及再选工艺研究[J]. 中国矿业,2018,27(10):137-142.

[2] 蒋京航,叶国华,胡艺博,等. 铁尾矿再选技术现状及研究进展[J]. 矿冶,2018,27(1):1-4.

[3] 罗立群,王召,魏金明,等. 铁尾矿-煤矸石-污泥复合烧结砖的制备特性[J]. 中国矿业,2018,27(3):127-131.

[4] 邱丽娜,张旭,赵志强,等. 锡尾矿多金属联合分选综合利用试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2018(4):41-45.

[5] YI ZHONGLAI, SUN HENGHU, WEI XIUQUAN, et al. Iron ore tailings used for the preparation of cementitious material by compound thermal activation[J]. Materials, 2009, 16(3): 355-358.

[6] 袁志涛,马玉新,李庚辉,等. 某铁尾矿再选回收铁矿物试验研究[J]. 矿冶工程,2016,36(4):37-44.

[7] 张从香,钟刚. 微细粒嵌布贫赤铁矿尾矿再选工艺技术研究[J]. 矿冶工程,2018,16(2):19-21.

[8] 刘文刚,魏德洲,王晓慧,等. 反浮选铁尾矿正-反浮选再研究[J]. 金属矿山,2010(1):147-149.

- [9] 张红新,李洪朝,郭珍旭. 细磨—磁选—反浮选工艺回收某选厂铁尾矿试验研究[J]. 中国矿业,2014,23(12):111-116.
- [10] 张瑞洋. 鞍山式铁矿石分选尾矿中铁的回收试验研究[D]. 沈阳:东北大学,2011.
- [11] 李奕然,叶国华,朱冰龙,等. 选择性分散絮凝—磁选工艺回收云南上厂铁尾矿中的铁[J]. 矿产保护与利用,2018(2):63-68.
- [12] 王威,刘红召,高照国,等. 某铁尾矿还原焙烧试验研究[J]. 矿产保护与利用,2015(2):59-62.
- [13] 袁致涛,马玉新,毛卫东,等. 马耳岭选矿厂尾矿中磁铁矿再回收试验研究[J]. 矿产保护与利用,2014(2):44-48.
- [14] 罗溪梅. 含碳酸盐铁矿石浮选体系中矿物的交互影响研究[D]. 沈阳:东北大学,2014.
- [15] 王雅静,王伟. 某钒钛磁铁矿选铁尾矿选钛试验[J]. 现代矿业,2014(3):136-137+186.
- [16] 郭哈曙,李萍军. 提高某低品位混合型铁矿石回收率的选矿试验[J]. 金属矿山,2011(10):96-98.
- [17] 白晓鸣,吕建华,刘雁翎,等. 新型捕收剂 RA-515 在鞍钢各选厂应用的试验研究[J]. 矿冶工程,2002(8):139-142.
- [18] 杨龙,韩跃新,袁志涛. 梅山强磁选尾矿强磁再选——分步浮选试验研究[J]. 金属矿山,2010(4):183-186.
- [19] 邓小龙,李茂林,刘旭,等. 磁选—絮凝—反浮选从山东某铁尾矿中回收铁试验[J]. 金属矿山,2018(6):172-178.

Recovery of Iron from a Tailing in Anshan by Gravity Concentration – Magnetic Separation – Reverse Flotation

MA Chongzhen

Changsha Research Institute of Mining and Metallurgy Co Ltd, Changsha 410012, China

Abstract: In order to recovery iron minerals from a flotation tailings in Anshan process mineralogy of flotation tailings was studied which includes chemical multielement analysis, X-ray diffraction analysis and size analysis in Anshan concentration plant. The results indicate that the grade of Fe in tailings of flotation was 19.51%; The iron minerals in the tailings are mainly hematite(or limonite) and magnetite; The gangue minerals is amounts of quartz; The hazardous Substances (S or P) are no many in the tailings. The appropriate process flowsheet (spiral, magnetic separation and reverse flotation methods) had been carried out for recover the iron minerals contained in the iron ore floatation tailing of Anshan concentration plant according to scientific test's investigation, and following results had been achieved: Fe grade, yield and recovery of the ultimate concentrate were 63.50%, 15.99% and 52.07% respectively. The experimental results provided technical support for iron recovery from an iron tailings resource in Anshan.

Key words: tailings; comprehensive recovery; magnetic separation; reverse-flotation; iron

引用格式:马崇振.用重选—磁选—反浮选法回收鞍山某尾矿中的铁[J].矿产保护与利用,2021,41(5):111-117.

MA Chongzhen. Recovery of iron from a tailing in Anshan by gravity concentration – magnetic separation – reverse flotation[J]. Conservation and utilization of mineral resources, 2021, 41(5): 111-117.

投稿网址: <http://kcbh.cbpt.cnki.net>

E-mail: kcbh@chinajournal.net.cn