

# 镜铁山复杂难选氧化铁矿石选别试验研究\*

王倩<sup>1</sup>, 李宁<sup>2</sup>, 秦彩霞<sup>1</sup>, 朱霞丽<sup>1</sup>

(1.酒泉钢铁(集团)有限责任公司技术中心, 甘肃 嘉峪关市 735111;  
2.甘肃酒钢集团宏兴钢铁股份有限公司选矿厂, 甘肃 嘉峪关市 735111)

**摘要:**多年来,镜铁山桦树沟矿区V矿体矿石利用率低,为充分发挥V矿体矿石产能,并确保矿区各矿体之间的采掘关系平衡,针对复杂难选的V矿体氧化铁矿石进行块矿预选—竖炉焙烧—磁选—反浮选工艺条件试验研究。在原矿TFe品位为25.92%,主要矿物赤(镜)铁矿、褐铁矿及菱铁矿嵌布粒度较细,脉石矿物SiO<sub>2</sub>品位高达40.10%的条件下,经块矿预选抛废13.33%后,在还原剂质量比为4%、温度为650℃条件下还原焙烧45~65 min,然后两段阶段磨矿—三段磁选,磁选精矿再磨作业后,添加抑制剂苛性淀粉及阳离子捕收剂YG-328B,进行一粗一精四扫常温反浮选,最终取得精矿TFe品位为61.06%、SiO<sub>2</sub>含量为6.86%、铁回收率为75.40%的良好指标,实现了V矿体矿石资源的有效利用。  
**关键词:**难选氧化铁矿石;预选抛废;还原焙烧;磁选;反浮选  
**中图分类号:**TD924;TD923 **文献标识码:**A  
**文章编号:**1005-2763(2024)03-0215-05

## 0 引言

我国铁矿具有品位低、嵌布粒度细、矿石组成复杂的特点<sup>[1-2]</sup>,其中镜铁山及其周边铁矿资源储量巨大,已探明储量约5亿t,因其独特的矿石性质自成一类,称之为“镜铁山式铁矿”<sup>[3]</sup>。酒钢集团公司拥有镜铁山桦树沟、黑沟矿区<sup>[4-5]</sup>,目前黑沟矿区剩余矿石储量约8000万t,桦树沟矿区剩余矿石储量约1.69亿t,桦树沟矿区在开采过程中形成了东、中、西3个区段,V矿体位于中、西两个区段<sup>[6]</sup>,由于前期V矿体并未设计规划且矿石品位较低<sup>[7]</sup>,导致该矿体矿石产能发挥不足、利用率低。随着矿石资源量总体减少,为保证选矿厂持续生产,充分利用V矿体矿石、平衡桦树沟矿区各矿体之间的采掘关系,查明V矿体矿石的可选性,选择经济合理的生产工艺路线成为选矿厂生存发展的首要任务。

酒钢选矿厂1972年建成投产<sup>[8]</sup>,经过几十年工

艺摸索,目前将镜铁山铁矿分为粉矿(−15 mm)及块矿(+15 mm)两种原矿<sup>[9]</sup>,采用粉矿强磁选<sup>[10]</sup>、粉矿悬浮磁化焙烧—磁选<sup>[11]</sup>及块矿竖炉焙烧—磁选—反浮选3种工艺。对V矿体块矿进行竖炉焙烧—磁选—反浮选工艺的可行性研究,确定该工艺下的运行参数及指标,为V矿体在选厂中的合理利用提供数据支撑,同时试验过程对同类型的低品位难选氧化铁矿石选矿具有借鉴作用。

## 1 原矿性质分析

对原矿样进行混匀、破碎、筛分后,分为粉矿(−15 mm)及块矿(+15 mm),原矿多元素分析结果见表1,主要矿物赋存关系见表2及图1。

表1 原矿多元素分析结果

| TFe   | FeO              | SiO <sub>2</sub>  | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | CaO  | MgO  | S    |
|-------|------------------|-------------------|--------------------------------|------|------|------|
| 25.92 | 8.76             | 40.10             | 0.79                           | 0.61 | 0.78 | 2.34 |
| P     | K <sub>2</sub> O | Na <sub>2</sub> O | MnO                            | BaO  | 烧失量  | 其他   |
| 0.01  | 0.17             | 0.08              | 1.08                           | 7.90 | 7.26 | 4.20 |

表2 原矿样主要矿物组成

| 赤(镜)铁矿 | 褐铁矿 | 菱铁矿  | 碧玉   | 石英   | 重晶石  | 铁白云石 | 千枚岩 | 黄铁矿 |
|--------|-----|------|------|------|------|------|-----|-----|
| 18.0   | 6.0 | 14.0 | 33.5 | 12.0 | 10.0 | 4.0  | 2.0 | 0.5 |

由表1、表2及图1可知,有价金属元素Fe含量低,主要赋存在赤(镜)铁矿、褐铁矿以及菱铁矿中,褐铁矿含量较少,赤(镜)铁矿以及菱铁矿含量较多,脉石矿物主要以碧玉、石英以及重晶石为主。从图1铁矿物的嵌布粒度来看,赤(镜)铁矿物颗粒尺寸一般为0.02~0.08 mm,菱铁矿矿物颗粒尺寸为0.04~0.09 mm,褐铁矿含量较少,粒度相对而言也较细,仅为0.02~0.06 mm。

\* 收稿日期:2023-06-25

基金项目:中央引导地方科技发展资金项目(22ZY1QB002)。

作者简介:王倩(1995—),女,陕西宝鸡人,硕士研究生,主要从事资源综合回收利用研究,E-mail:wangqiano@jiugang.com。

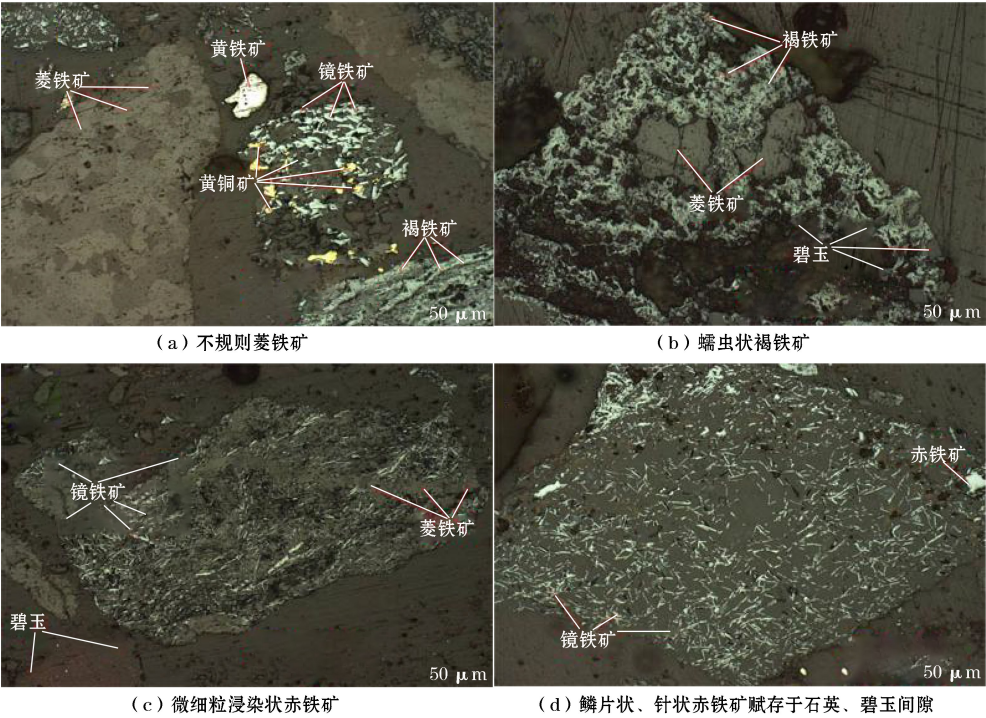


图1 偏光显微镜下不同含铁矿物的赋存关系(100×)

2 试验结果及分析

在对原矿进行破碎、筛分、混匀后,针对块矿(+15 mm)展开系统性选矿试验研究。

2.1 条件试验

2.1.1 预选抛废试验

根据原矿多元素分析结果可知,原矿品位较低,若直接进入选矿工序会增加选矿成本,采用智能预选工艺可提前抛废<sup>[12]</sup>,试验结果见表3:原矿 TFe 品位为 23.83%,通过预选抛除了 13.33%的 TFe 品位为 9.75%的尾矿,提高了矿石入选品位,降低了选矿生产成本。

表3 全粒级块矿预选试验结果 %

| 原矿<br>品位 | 预选抛废精矿 |       |       | 尾矿<br>品位 | 抛废率   | 品位<br>提高 |
|----------|--------|-------|-------|----------|-------|----------|
|          | 品位     | 产率    | 回收率   |          |       |          |
| 23.83    | 26.00  | 86.67 | 94.56 | 9.75     | 13.33 | 9.11     |

2.1.2 焙烧条件试验

将预选精矿进行实验室焙烧条件试验,对焙烧温度、焙烧时间以及还原剂煤粉用量质量比例进行条件试验,利用磁选管对焙烧产品进行磁性检验,磁性分析试样全部用研钵手工研磨至-120 目含量 100%、-200 目含量 100%两种细度,磁选管中心磁场强度为 0.125 T,底流量为 1360~1380 mL/min,分选时间为 3 min。

难选氧化铁矿石一般通过焙烧工艺将氧化铁矿还原为磁铁矿<sup>[13-15]</sup>,对预选精矿进行 600 ℃、650 ℃、700 ℃、750 ℃、800 ℃ 的温度条件试验,试验配加质量比为 4%的煤粉作为还原剂,焙烧时间为 50 min,试验结果如图 2 所示。

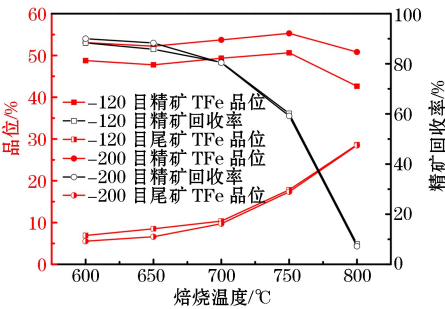


图2 不同焙烧温度条件试验结果

如图 2 所示,随着焙烧温度的不断升高,尾矿品位逐步上升,精矿回收率不断减小。精矿品位在 750 ℃时达到最大,但此时回收率下降明显,尾矿品位上升。同时通过两种不同粒度下的磁性检验可知,细磨可以提高精矿品位,为保证矿石的综合回收率,控制尾矿品位,选择适宜的焙烧温度为 650 ℃,此时-120 目含量 100%磁选管精矿 TFe 品位为 47.75%、精矿回收率为 85.80%,尾矿 TFe 品位为 8.51%;-200 目含量 100%磁选管精矿 TFe 品位为 52.22%、精矿回收率为 88.28%,尾矿 TFe 品位为

6.60%。

对预选精矿进行还原剂用量条件试验,确定焙烧温度为 650 ℃,焙烧时间为 50 min,试验结果如图 3 所示。当煤粉用量质量比不断增加至 4%时,尾矿品位随着煤粉用量增加而不断降低,精矿回收率随着煤粉用量增加而不断提高,而当煤粉用量配比大于 4%后,尾矿品位不断升高,整体焙烧效果变差,因此,确定最佳的还原剂用量与矿石的配加比例为 4%,此时-120 目含量 100%磁选管精矿 TFe 品位为 49.52%、精矿回收率为 93.46%,尾矿 TFe 品位为 3.92%;-200 目含量 100%磁选管精矿 TFe 品位为 52.87%、精矿回收率为 94.02%,尾矿 TFe 品位为 3.36%。

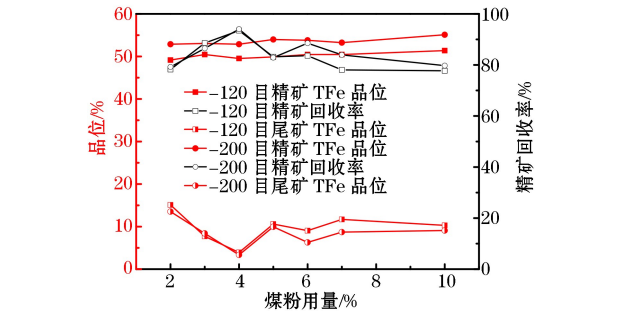


图 3 还原剂用量条件试验结果

确定焙烧温度为 650 ℃,还原剂煤粉配加比例为 4%,进行焙烧时间条件试验,试验结果如图 4 所示。

如图 4 所示,精矿品位在焙烧时间条件试验范围内变化差异不明显,但当焙烧时间超过 65 min

后,尾矿品位逐步升高、精矿回收率下降明显,此时存在新生磁铁矿转变为弱磁性富士体(FeO)从而导致精矿产量减小的可能性<sup>[16]</sup>。由图 4 可知,当焙烧时间控制在 45~65 min 时,焙烧效果最佳,此时-120 目含量 100%磁选管精矿 TFe 品位为 48.40%,精矿回收率保持在 91.07%~90.42%,尾矿 TFe 品位在 5.72%~5.92%之间;-200 目含量 100%磁选管精矿 TFe 品位保持在 49.81%~50.19%,精矿回收率为 88.34%~90.93%,尾矿 TFe 品位在 6.75%~5.22%之间波动,因此,确定焙烧时间为 45~65 min。

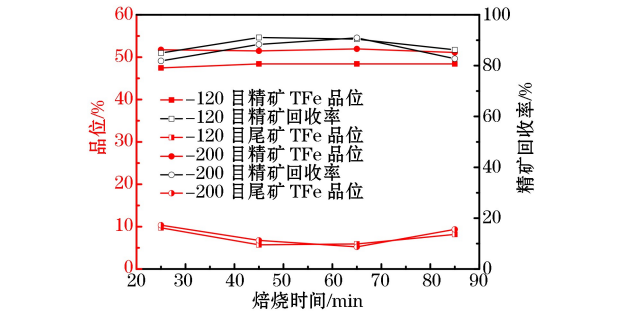


图 4 不同焙烧时间条件试验结果

为保证实验室焙烧条件参数在现场实际应用中的可重复性,同时制备足够的焙烧产品以供后续试验。对预选精矿进行现场竖炉投笼试验,试验结果见表 4。扣除烧损后,焙烧矿中的 FeO 含量明显增加,说明焙烧工艺使得氧化铁矿转变为磁铁矿,提高了铁矿石的磁性。

表 4 块矿竖炉焙烧前后多元素分析结果

| 试样状态 | TFe   | FeO   | SiO <sub>2</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | CaO  | MgO  | S    | P     | K <sub>2</sub> O | Na <sub>2</sub> O | MnO  | BaO  | 烧失量   |
|------|-------|-------|------------------|--------------------------------|------|------|------|-------|------------------|-------------------|------|------|-------|
| 焙烧前  | 25.71 | 17.84 | 39.70            | 1.73                           | 0.62 | 1.22 | 2.05 | 0.110 | 0.458            | 0.011             | 0.17 | 4.64 | 13.11 |
| 焙烧后  | 29.88 | 14.25 | 44.77            | 2.13                           | 0.89 | 1.71 | 2.09 | 0.013 | —                | —                 | 0.27 | 4.47 | 1.25  |

2.1.3 磁选试验

对表 4 得到的块矿竖炉焙烧产品进行磁选试验,磁选工艺流程如图 5 所示,采用 Φ400 mm×300 mm 多磁极湿式磁选机,表面磁场强度为 0.18 T,试验结果见表 5。

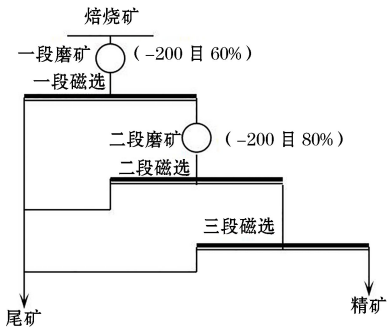


图 5 磁选工艺流程

表 5 磁选试验结果

| 给矿品位  | 精矿品位及其他主要成分 |                  |      |      | 精矿产率  | 精矿回收率 |       |      | 弱磁性尾矿品位 |
|-------|-------------|------------------|------|------|-------|-------|-------|------|---------|
|       | TFe         | SiO <sub>2</sub> | CaO  | 烧失量  |       | 作业    | 对原矿   | 对原矿  |         |
| 29.60 | 46.73       | 27.12            | 0.67 | 0.99 | 56.77 | 89.63 | 84.77 | 7.10 |         |

从试验结果来看,磁选精矿品位较低,精矿中 SiO<sub>2</sub> 杂质含量大,因此,有必要进行浮选脱硅试验<sup>[17-18]</sup>。

2.1.4 浮选条件试验

以苛性玉米淀粉为抑制剂<sup>[19-21]</sup>、YG-328B 为阳离子捕收剂进行反浮选药剂用量条件试验,试验流程为一粗一精开路反浮选。从表 4 焙烧试验结果来看,细磨可以提高精矿品位,而在磁选工艺流程中得到的磁选精矿粒度仅为-200 目含量 80%,原矿中铁矿物嵌布粒度细,因此,为进一步提高浮选精矿品

位、脱除脉石矿物,将磁选精矿细磨至-300 目含量 90%后再进行反浮选试验。

抑制剂淀粉用量为 300 g/t,浮选矿浆质量浓度为 30%,常温浮选,改变捕收剂用量条件试验结果如图 6 所示,随着捕收剂用量增加,精矿品位不断提高,精矿中 SiO<sub>2</sub> 含量不断降低,反浮选工艺可以有效脱除铁精矿中的 SiO<sub>2</sub> 杂质<sup>[18]</sup>。但药剂用量过大,造成夹杂在脉石矿物中的微细粒铁矿物同时上浮,从而使得尾矿 TFe 品位升高,铁金属量流失,因此,确定合适的捕收剂用量为 210 g/t,此时浮选精矿 TFe 品位为 59.48%,SiO<sub>2</sub> 含量为 9.00%,回收率为 84.49%。

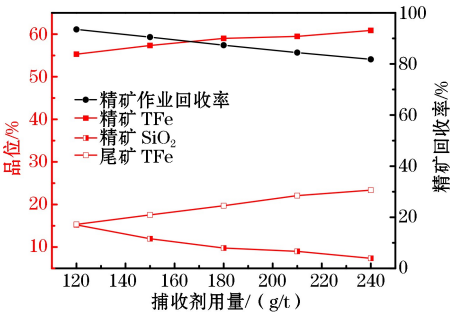


图 6 捕收剂用量条件试验

确定捕收剂用量为 210 g/t,浮选矿浆质量浓度为 30%,常温浮选,改变抑制剂淀粉用量,试验结果如图 7 所示。

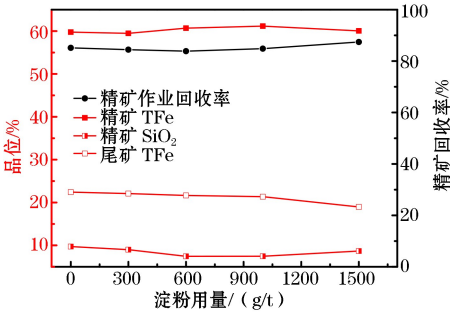


图 7 抑制剂淀粉用量条件试验

从图 7 可知,随着淀粉用量增加,精矿 TFe 品位逐渐升高,说明淀粉对铁矿物有较好的抑制作用。而当淀粉用量高至 600 g/t 以后,微细粒级铁矿物颗粒夹带着脉石矿物共同被抑制,从而导致浮选精矿品位升高减缓,甚至有下降趋势,因此,抑制剂淀粉的最佳用量为 600 g/t。

根据磁选管细磨试验结果及原矿粒度嵌布特性可知,细磨可提高精矿品位,因此,在最佳捕收剂用量为 210 g/t,淀粉用量为 600 g/t 的条件下,对磁选

所得的三磁精矿进行磨矿细度浮选试验,试验结果如图 8 所示。

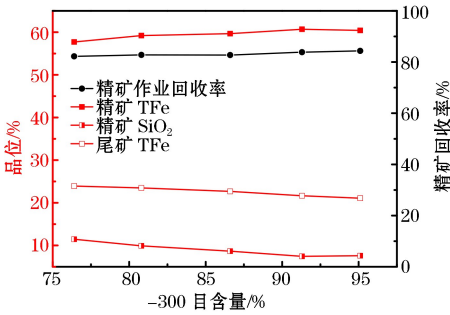


图 8 三磁精矿磨矿细度条件试验

随着三磁精-300 目含量增加,精矿品位逐步提高,但当磨矿细度-300 目含量大于 90%后,精矿中 SiO<sub>2</sub> 含量略有增加,矿物颗粒比表面积增大,在药剂用量一定的条件下,药剂作用效果减弱。因此,确定最佳的三磁精矿磨矿细度-300 目含量为 90%,此时磁选精矿经过浮选一粗一精流程后可以获得 TFe 品位为 60.69%、SiO<sub>2</sub> 含量为 7.45%,回收率为 83.45%的浮选精矿。

2.2 综合条件试验

对 V 矿体矿石进行预选—竖炉焙烧—磁选—浮选全流程试验,磁选精矿磨矿至-300 目含量 90%后再进行反浮选作业,反浮选采用一粗一精四扫闭路流程,捕收剂用量为 210 g/t,淀粉用量为 600 g/t。试验结果见表 6。

表 6 镜铁山 V 矿体矿石预选—竖炉焙烧—磁选—浮选 全流程试验结果 %

| 原矿<br>品位 | 精矿    |                  |       |       | 尾矿<br>品位 | 全选<br>比(倍) |
|----------|-------|------------------|-------|-------|----------|------------|
|          | TFe   | SiO <sub>2</sub> | 产率    | 回收率   |          |            |
| 23.83    | 61.06 | 6.86             | 29.43 | 75.40 | 9.77     | 3.398      |

由表 6 可知,镜铁山 V 矿体原矿 TFe 品位为 23.83%,经过预选—焙烧—磁选—浮选流程后,最终可获得 TFe 品位为 61.06%、SiO<sub>2</sub> 含量为 6.86%、回收率为 75.40%的综合精矿,总尾矿品位为 9.77%,该工艺流程可有效回收 V 矿体矿石,实现矿石资源的高效利用。

3 结论

(1) 酒钢镜铁山桦树沟矿区 V 矿体属于典型的难选低品位高硅氧化铁矿石,原矿平均 TFe 品位为 25.92%,本试验研究针对 V 矿体矿石进行系统性的预选—焙烧—磁选—浮选全流程选别后,最终获

得 TFe 品位 61.06%、SiO<sub>2</sub> 含量 6.86%、回收率 75.40% 的合格精矿,总尾矿品位为 9.77%,全选比为 3.398,为选矿厂下一步深入利用镜铁山 V 矿体矿石资源提供了有效的试验数据。

(2) 酒钢镜铁山桦树沟矿区 V 矿体原矿 TFe 品位较低,主要元素 Fe 赋存在赤(镜)铁矿、褐铁矿及菱铁矿中,脉石矿物主要以碧玉、石英以及重晶石为主。铁矿物嵌布粒度较细,在阶段选别流程中,细磨可以有效地提高精矿品位。

(3) 试验中仅针对 V 矿体块矿进行了预选—竖炉焙烧—磁选—反浮选工艺条件试验,在该工艺流程下获得合格铁精矿的全选比为 3.398,下一步应继续进行悬浮炉焙烧工艺及强磁选工艺条件试验,以确保 V 矿体将来在选矿厂生产中能够选择最经济合理的选别工艺路线。

参考文献(References):

[1] 刘伟.酒钢镜铁矿表面磁种磁化磁选基础研究[D].武汉:武汉科技大学,2021.

[2] 杨悦,高泽宾.为开发利用复杂难选氧化铁矿提供酒钢方案[N].中国冶金报,2023-03-23(2).

[3] 赵建仓,吴雯辉,何谋恣,等.北祁连山镜铁山地区镜铁山群岩石地球化学特征及其地质意义[J].地质论评,2023,69(2):727-746.

[4] 吕向东,胡镜华.冶金矿山企业成本管理的探索与实践[J].采矿技术,2020,20(5):176-180.

[5] 孙洪硕,张丽丽,祁生亮,等.酒钢黑沟矿 CaO 含量对弱磁系统的影响规律研究[J].矿业工程,2021,19(2):33-37.

[6] 王旭东,任国芳.无底柱分段崩落法在狭长缓化矿体开采工艺中的应用[J].世界有色金属,2021(11):29-30.

[7] 黄开伟,陈铁军,展仁礼,等.镜铁山 V 矿体铁矿石智能与强磁干式联合预选试验研究[J].金属矿山,2022(3):99-104.

[8] 王彩虹.酒钢选矿厂选别工艺的改进与发展[J].矿山机械,2022,50(8):46-49.

[9] 唐晓玲,李广文.镜铁矿质量对酒钢选厂生产影响研究[J].甘肃冶金,2018,40(2):19-22+45.

[10] 唐晓玲,陈毅琳,韩跃新,等.酒钢粉矿悬浮磁化焙烧扩大试验研究[J].金属矿山,2019(2):29-33.

[11] 孙洪硕,陈毅琳,韩跃新,等.酒钢铁矿石悬浮磁化焙烧试验及机理研究[J].金属矿山,2022(4):96-101.

[12] 雷永顺,展仁礼,陈铁军,等.X 射线智能分选机应用于镜铁山矿难选铁矿预选工艺的试验研究[J].矿山机械,2020,48(7):56-60.

[13] 刘长东,李广文.某难选氧化铁矿磁化焙烧流程优化研究与应用[J].现代矿业,2020,36(2):60-62.

[14] 秦彩霞,王友胜,朱霞丽,等.浅析酒钢镜铁山难选氧化铁矿焙烧产品选别指标差异[J].矿冶工程,2019,39(6):97-100.

[15] 李凤久,尚新月,李国峰,等.高磷鲕状赤铁矿选矿工艺研究现状[J].现代矿业,2018,34(12):111-115.

[16] 余建文.东鞍山铁矿石磁选预富集—悬浮磁化焙烧技术研究[D].沈阳:东北大学,2017.

[17] 毛灵瀚,余新阳,魏新安,等.磁铁矿反浮选脱硅提纯有机硅捕收剂 TAS550 应用与机理[J/OL].有色金属科学与工程: 1-13 [2023-06-25]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/36.1311.TF.20230526.1119.002.html>.

[18] 刘鸿,李颖,王舰,等.复合捕收剂在低温反浮选铁矿石中的协同效应[J].矿业研究与开发,2023,43(5):211-215.

[19] 孙洪硕,高泽宾,韩跃新,等.酒钢铁矿石悬浮焙烧磁选精矿提质降杂试验研究[J].金属矿山,2022(6):82-87.

[20] 杨诚,张晨,李明月,等.有机抑制剂在铁矿石反浮选中的应用研究进展[J].矿产保护与利用,2021,41(4):141-149.

[21] 常慕远,林俊领,卫阳.新疆某磁铁矿选矿工艺试验研究[J].矿业工程,2018,16(5):31-34.

Experimental Study on Separation of Complex Refractory Iron Oxide Ore in Jingtieshan

WANG Qian<sup>1</sup>, LI Ning<sup>2</sup>, QIN Caixia<sup>1</sup>, ZHU Xiali<sup>1</sup>

(1.Jiuquan Iron and steel (Group) Co., Ltd., Jiayuguan, Gansu 735111, China;

2.Ore Dressing Plant of Gansu Jiugang Group Hongxing Steel Co., Ltd., Jiayuguan, Gansu 735111, China)

**Abstract:**For many years, the ore utilization rate of V ore body in Huashugou mining area of Jingtieshan was low. In order to give full play to the ore production capacity of V ore body and ensure the balance of mining relationship between ore bodies in the mining area, the experimental study on the technological conditions of block ore pre-concentration—shaft furnace roasting—magnetic separation—reverse flotation was carried out for the complex and difficult-to-separate V ore body iron oxide ore. Under the condition that the TFe grade of the raw ore is 25.92%, the main minerals hematite (specular) iron ore, limonite and siderite are finely disseminated, and the SiO<sub>2</sub> grade of gangue minerals is as high as 40.10%. After pre-concentration and discarding of 13.33% of the lump ore, the reduction roasting was carried out at 650 °C for 45–65 min with the mass ratio of reducing agent of 4%, and then two stage grinding—three stage magnetic separation was carried out. After the regrinding of the magnetic separation concentrate, the inhibitor caustic starch and cationic collector YG-328B were added, and the reverse flotation of one roughing, one cleaning and four scavenging at room temperature was carried out. Finally, good indexes of concentrate with TFe grade of 61.06%, SiO<sub>2</sub> content of 6.86% and iron recovery of 75.40% have been obtained, which can realize the effective utilization of ore resources in V ore body.

**Key words:**Refractory iron oxide ore, Pre-selection discarding, Reduction roasting, Magnetic separation, Reverse flotation