

宜昌中低品位磷矿工艺流程试验研究

李冬莲,张 央

(武汉工程大学环境与城市建设学院,湖北武汉 430074)

摘 要:对宜昌丁东磷矿进行重介质选矿+正一反浮选试验与原矿直接进行正一反浮选试验研究,结果表明,分离密度为2.70时,只抛去17.35%的尾矿,量少,仍需与正一反浮选联合使用,才能保证精矿品位 P_2O_5 30%以上,回收率80%以上,MgO低于0.8%的磷精矿指标;而原矿直接进行正一反浮选流程(一粗一精一扫正浮选和一粗一扫反浮选),在不加温条件下,原矿 P_2O_5 16.83%时,闭路试验可获得 P_2O_5 31.49%,回收率83.75%,MgO 0.52%,选矿比为2.28的优良指标。可见,宜昌磷矿更适于采用直接正一反浮选流程,从而保证资源的经济、合理、有效利用。

关键词:中低品位磷矿;重介质选矿;正一反浮选

中图分类号:TD971

文献标识码:A

doi:10.3969/j.issn.1674-2869.2010.11.014

0 引 言

我国磷矿已探明储量仅次于摩洛哥,但资源的特点是“丰而不富”。湖北省磷矿大多为浅海沉积磷块岩矿床和沉积变质型磷灰岩矿床,属中低品位,主要分布在宜昌、保康、钟祥、大悟、恩施等地区。开展湖北省中低品位磷矿石的综合利用研究迫在眉睫,一是湖北省磷化工稳步增长,需大量高品位磷矿石原料;二是随着富矿开采量逐步增加,储量逐年减少;三是磷矿开采方面存在严重的“采富弃贫”现象,资源浪费严重,导致中低品位磷矿得不到合理利用。如宜昌磷矿,矿层结构为上贫矿、中富矿、下贫矿共生,形成“两贫一富”的赋存形态,而中富矿储量仅占宜昌磷矿总储量的11.7%。据估算,开采1 t富矿,就损失4~5 t中低品位磷矿石。将近80%的贫矿丢弃,造成了矿产资源的严重浪费。因此,要取得社会效益和可观的经

济效益,就必须调整产业结构,打破传统开采,粗放式经营模式,走可持续发展之路,首要的就是“采选结合”,即把采矿与选矿有机的结合起来,建立采选联合企业,实行全层开采。加强选矿是保护资源,提高资源利用率的唯一有效途径^[1]。

本研究以丁东磷矿为研究对象,进行了原矿直接正一反浮选和重介质选矿+正一反浮选联合流程试验研究,旨在为宜昌磷矿资源的合理利用,提供技术上合理、经济上可行,并考虑环保与运输问题的原则流程。

1 试验矿样及方法

原矿试样由宜昌中孚化工有限公司提供,矿石工业类型为硅镁质磷矿^[2]。试样用颚式破碎机破碎至-16 mm,混匀缩分成两份,一份作重浮试样,一份作浮选试样。原矿化学多元素分析结果见表1。

表1 原矿化学多元素分析结果

Table 1 Multielement analysis of mine-run

| 组分项目 | P_2O_5 | SiO_2 | CaO | MgO | CO_2 | Fe_2O_3 | Al_2O_3 | F | 酸不溶物 | 灼减量 |
|------|----------|---------|-------|------|--------|-----------|-----------|------|-------|------|
| w/% | 16.83 | 38.37 | 25.27 | 1.54 | 3.57 | 3.16 | 7.56 | 1.88 | 42.40 | 5.18 |

重浮试样破碎至-16 mm,筛除-2 mm细粒(保存),筛上产品筛析分成-16+10 mm、-10+2 mm两个级别,洗去矿泥(保存),烘干(100℃)后备用。试验采用最常用的重液分离法进行比重组

分分析^[3]。选择的重液为四溴乙烷,以分析纯的无水酒精作溶剂。

浮选试样用颚式破碎机、对滚机破碎至-2 mm,混匀缩分装袋,每袋1 kg备用。

收稿日期:2010-07-07

作者简介:李冬莲(1966-),女,湖北武汉人,副教授,硕士。研究方向:磷矿浮选理论。

2 试验内容及结果分析

2.1 重介质选矿+浮选试验结果

2.1.1 -16 mm 试样重液分离结果

试验在容积为 3 000 mL 的烧杯中进行,首先将重液(分离密度分别为 2.96、2.9、2.8、2.7、2.6 g/cm³)配好,置于烧杯中,然后将洗净的试样分小

批给入某一比重的重液中,搅拌后静置分层,用带孔的瓢分别将浮物和沉物捞出,待全部试样分离完毕后,分别洗净,烘干;浮物(或沉物)再转入下一个比重较大或较小的重液中再一次进行分离,直至将试样全部按要求分离为不同比重组分为止。然后将所得各个比重组分的产品分别洗涤、烘干、称重、并锤碎、磨细、取样化验。试验结果如表 2。

表 2 重液分离试验结果

Table 2 Results of dense medium separation(DMS)

| 密度组分 | 质量/g | 产率/% | 品位/% | 金属量/gβ | 回收率/% |
|------------|---------|--------|-------|---------|--------|
| +2.96 | 29445 | 33.30 | 30.86 | 1027.67 | 55.61 |
| +2.90-2.96 | 4588.5 | 5.19 | 16.96 | 88.02 | 4.76 |
| +2.80-2.90 | 3888 | 4.40 | 19.84 | 87.25 | 4.72 |
| +2.70-2.80 | 11562 | 13.08 | 15.72 | 205.57 | 11.12 |
| +2.60-2.70 | 6645.5 | 7.52 | 2.32 | 17.43 | 0.94 |
| -2.60 | 8692.9 | 9.83 | 1.12 | 11.02 | 0.60 |
| 未分离 | 23597.5 | 26.69 | 15.40 | 411.00 | 22.24 |
| 合计 | 88419.4 | 100.00 | 17.48 | 1747.95 | 100.00 |

由表 2 可知,当分离密度为 2.96 时,沉物 P₂O₅ 品位达 30.86%,产率 33.30%,回收率 55.61%,但 MgO 为 0.95%,虽然 P₂O₅ 品位达到磷精矿质量,但因 MgO 偏高,达不到一类磷精矿要求;另一方面虽然生产成本低,生产过程中无需药剂,不会因化学药剂而对环境产生污染,但有用成份回收率低,44.39% 的有用成份被丢弃,资源浪费严重。另外加重剂比重大,对设备管件磨损大。

当分离密度为 2.70 时,浮物可抛去 17.35% (7.52+9.83=17.35) 左右的尾矿;但当密度在 2.70~2.96 之间时,产率高达 22.65%,使分离变得困难。

因此,对于 -16 mm 试样,当分离密度为 2.96 时,可采用重介质选矿方法获得合格精矿,但 MgO 偏高,达不到一类磷精矿要求,且回收率只有 55.61%,资源浪费又太大;当分离密度为 2.70 时,可适当抛尾。总之,重介质选矿得不到满意的技术指标。

2.1.2 正—反浮选闭路流程试验

根据重液分离结果,需要与浮选流程联合使用,选择分离密度为 2.70,浮物抛去 17.35% 左右重量的尾矿,将沉物与 -2 mm 未经重选分离样品充分混匀、缩分、分样,1 kg 装袋供浮选用。重选抛尾后,重选粗精矿或称为重介质精矿 P₂O₅ 品位为

20.89%,回收率达 98.5%;MgO 1.51%。因抛尾量不大,浮选的入选品位不够高,直接反浮选得不到合格精矿,因此,仍需采用正—反浮选流程^[4]。

本试验采用碳酸钠作调整剂、水玻璃作抑制剂、OT-8 作高效捕收剂进行正浮选,硫酸作调整剂进行反浮选,其闭路流程图及药剂用量如图 1,试验结果见图 2。

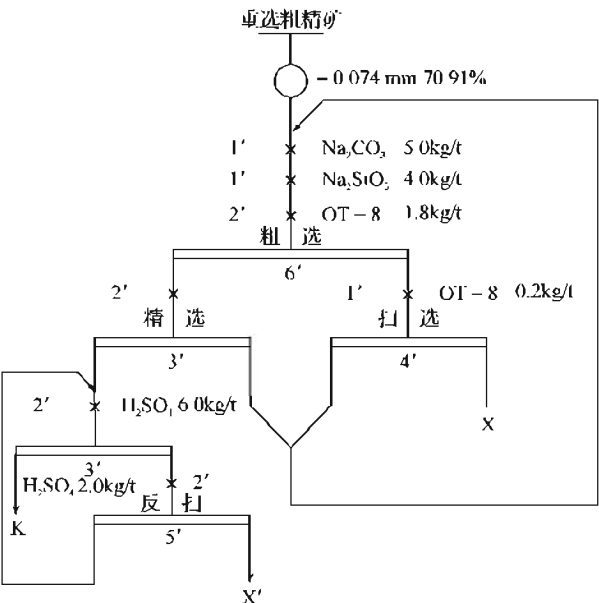


图 1 重选粗精矿正—反浮选闭路流程图

Fig. 1 Flowsheet of direct-reverse flotation processing after DMS

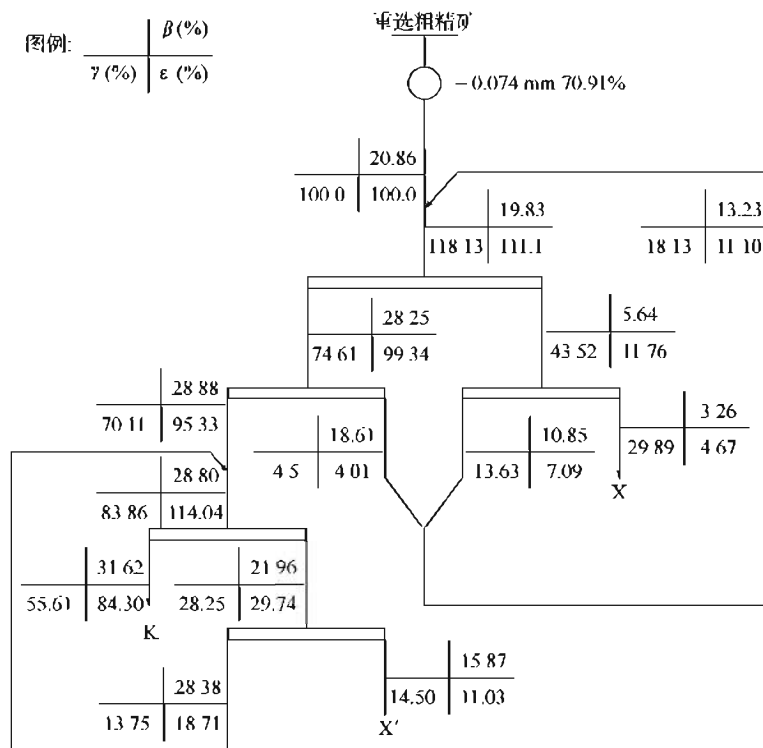


图 2 重选粗精矿正—反浮选数质量流程图

Fig. 2 Number quality flowsheet of direct-reverse flotation processing after DMS

试验结果表明:采用重介质选矿+浮选(包括一粗、一精、一扫正浮选与一粗、一扫反浮选)联合流程,原矿入选品位 P_2O_5 16.83%,精矿品位 P_2O_5 31.62%, P_2O_5 回收率 83.00%, MgO 0.39%,精矿质量达到酸法加工一类标准;选矿比 2.24,精矿生

产成本 134.3 元/t.

2.2 正—反浮选闭路流程试验

本试验对原矿进行了正—反浮选试验,药剂种类不变,其闭路流程图及药剂用量如图 3,试验结果见图 4.

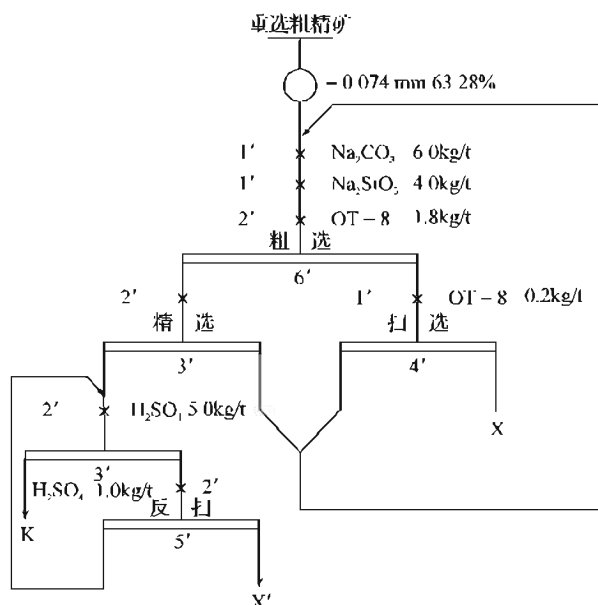


图 3 正—反浮选闭路流程图

Fig. 3 Flowsheet of direct-reverse flotation processing

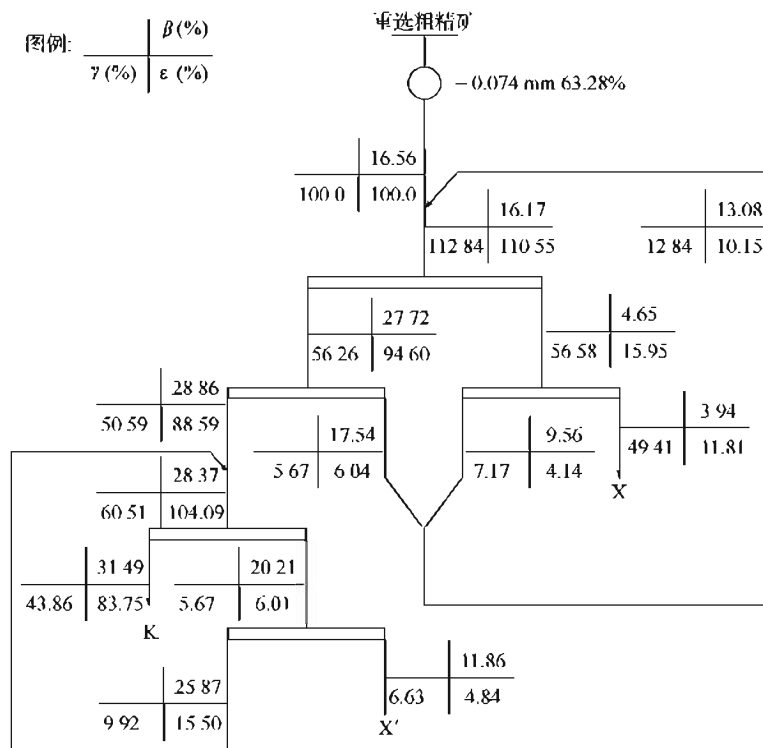


图4 正—反浮选数质量流程图

Fig.4 Number quality flowsheet of direct-reverse flotation processing

试验结果表明:

a. 采用正—反浮选流程,经一粗、一精、一扫正浮选与一粗、一扫反浮选联合流程,在磨矿细度为 -0.074 mm 63.28%,碳酸钠6.0 kg/t、水玻璃

4.0 kg/t、OT-8 2.0 kg/t、硫酸6.0 kg/t,不加温条件下,闭路试验可获得 P_2O_5 31.49%,回收率83.75%, MgO 0.52%,选矿比为2.28的优良指标,精矿产品化学多元素分析结果见表3。

表3 精矿化学多元素分析结果

Table 3 Multielement analysis of concentrate

| 组分项目 | P_2O_5 | SiO_2 | CaO | MgO | CO_2 | Fe_2O_3 | Al_2O_3 | F | 酸不溶物 | 灼减量 |
|------|------------------------|----------------|--------------|--------------|---------------|-------------------------|-------------------------|------|-------|------|
| w/% | 31.38 | 11.16 | 44.71 | 0.55 | 2.89 | 1.28 | 2.13 | 3.56 | 11.82 | 3.91 |

b. 浮选在粗磨,矿浆温度 $20\sim 30\text{ }^\circ\text{C}$ 的条件下进行,可降低能耗,节约成本;同时在反浮选中未采用价格高的磷酸,而是采用全硫酸流程,降低了成本。经估算精矿生产成本为126.7元/t。

c. 浮选未采用碳酸盐抑制剂,而是采用选择性能好、对环境污染小的高效捕收剂,对环境影响小。

3 结 语

a. 宜昌磷矿通过重介质选矿,当分离比重为2.96时,可获得合格精矿,但 MgO 为0.95%,达不到一类磷精矿要求,且损失44.39%的有用成份;当分离比重为2.70时,浮物可抛去17.35%左右的尾矿。

b. 宜昌磷矿重介质选矿后,需与浮选流程(包括一粗、一精、一扫正浮选与一粗、一扫反浮选)联合使用,原矿入选品位 P_2O_5 16.83%,精矿

品位 P_2O_5 31.62%, P_2O_5 回收率83.00%, MgO 0.39%,选矿比2.24,精矿生产成本134.3元/t。

c. 宜昌磷矿宜采用正—反浮选流程。经一粗、一精、一扫正浮选与一粗、一扫反浮选联合流程,在磨矿细度为 -0.074 mm 63.28%,碳酸钠6.0 kg/t、水玻璃4.0 kg/t、OT-8 2.0 kg/t、硫酸6.0 kg/t,不加温条件下,闭路试验可获得 P_2O_5 31.49%,回收率83.75%, MgO 0.52%,选矿比为2.28的优良指标,精矿生产成本126.7元/t。

参考文献:

- [1] 武汉化工学院,湖北省化学工业研究设计院.宜昌中孚化工有限责任公司100万吨/年磷矿选矿工程可行性研究报告[R].武汉:武汉工程大学,2005,11.
- [2] 中化地质矿山总局地质研究院.湖北宜昌中孚化工磷矿岩矿物质组分鉴定报告[R].2006,8.

(下转第61页)

Study on influence of blend on mechanical properties of polypropylene

YAN Kang, WU Bi-yao

(School of Material Science Engineering, Wuhan Institute of Technology, Wuhan 430074, China)

Abstract: After blending different grades of polypropylene, the mechanical properties of the blends were studied. Using DCP as an curing agent, TAIC as an vulcanization accelerator and hyperbranched polyester as an fluid accelerator, an PP/EPDM thermoplastic elastomer was prepared by dynamic vulcanization technology. Experimental results showed that the amount of high melt index PP and EPDM rubber and hyperbranched polyester in blends has great influence on the mechanical properties and high temperature fluidity of the blends.

Key words: PP; EPDM; dynamic vulcanization technology

本文编辑: 龚晓宁

☆

(上接第 57 页)

[3] Wills B A. MINERL PROCESSING TECHNOLOGY [M]. Great Britain; OXFORD AUCKLAND BOSTON JOHANNESBURG MELBOURNE NEW DELHI, 2001;

237-258.

[4] 彭儒, 罗廉明. 磷矿选矿[M]. 武汉: 武汉测绘科技大学出版社, 1992.

Study on milling flowsheet of middle and low grade phorsphorite ore in Yichang

LI Dong-liang, ZHANG Yang

(School of Environment and Civil Engineering, Wuhan Institute of Technology, Wuhan 430074, China)

Abstract: Milling flow of middle and low grade phorsphorite ore in Yichang is studied. When the fluid medium has a separate density of 2.7 g/cm^3 , 17.35% gangue is removed. Only using froth flotation after DMS, the high quality concentration ($\text{P}_2\text{O}_5\% > 30\%$, recovery $> 80\%$, $\text{MgO}\% < 0.8\%$) is gained. But the direct-reverse floatation processing is used directly. The high quality concentration ($\text{P}_2\text{O}_5\% = 31.49\%$, recovery $= 83.75\%$, $\text{MgO}\% < 0.52\%$) is gained easily. It shows that technological and economic date of direct-reverse floatation processing is better than that after dense medium separation (DMS). Natural mineral resources can be exploited rationally and effectively.

Key words: middle and low grade phorsphorite ore; dense medium separation (DMS); direct-reverse floatation processing

本文编辑: 龚晓宁