

安宁风化矿选矿工艺研究

罗廉明,刘鑫,谢国先,张树洪,李若兰

(云南磷化集团有限公司,云南昆明650113)

摘要:对安宁风化矿采用“重一浮”分级方法,将原矿中体密度较小的多孔细粒级矿物浮出,再分别对“轻重”两部分产品采用正一反浮选工艺,均可得到品位 $P_2O_5 \geq 30\%$ 、 $MgO \leq 0.3\%$ 的优质磷精矿。沉降试验表明,重组份浮选精矿的沉降速度是未分级前的 3.12 倍。

关键词:风化矿;重一浮;分级

中图分类号:TD97 **文献标识码:**A **doi:**10.3969/j.issn.1674-2869.2011.02.020

0 引言

为了解决云南磷化集团安宁选矿厂所面临的生产技术难题,主要考虑如何通过选矿方法提高产品沉降速度而进行以下各项研究工作。

1 原矿性质

1.1 矿石成分描述

供应安宁选矿厂的原矿主要来自天宁矿业公司一、四采区开采地段浅部上层矿段,以风化矿为主,矿石类型为条带状白云质球粒磷块岩,条带状白云质砂屑磷块岩,矿石主要有用矿物为微晶氟磷灰石。脉石矿物有碳酸盐类矿物(白云石、方解石),石英—长石—粘土类矿物(白云母、高岭石、长石、石英、玉髓)。矿石属高度风化磷块岩,矿石化学成分分析如表 1 所示。

表 1 原矿多元素分析结果

Table 1 Chemical composition of raw ore %

| 含量 | 组份 | | | | | | A·I |
|----|-------------------------------|------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|-------|-------|
| | P ₂ O ₅ | MgO | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | CaO | |
| | 23.02 | 0.89 | 31.05 | 2.75 | 1.50 | 33.46 | 31.76 |

由表 1 可知矿石中元素分布情况为:镁低、硅高、磷中等。该矿石易选,工艺简单,药剂制度简单。

1.2 矿石风化特性

通过显微镜初步研究发现:随着风化程度的

增加,矿石中镁不断减少,而硅相对增加,其原因是风化地质作用使得镁质白云石被淋失,而硅质石英较难风化。

此类矿石孔隙率高、体密度小。究其原因:一方面,原矿因为白云石被淋失,在矿石结构中留下大量孔隙,使其体积密度减小,比表面积增加^[1];另一方面,原矿在碎磨过程中,由于石英硬度与风化后的胶磷矿硬度相差较大,磨矿后,石英颗粒脱离,在胶磷矿中也形成了部分孔隙。风化矿孔隙形貌见显微照片如图 1 所示。

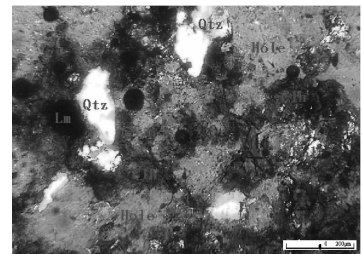


图 1 风化矿孔隙形貌显微照片(正交镜下:10×10)

Fig. 1 The microscope image of Anning weathered phosphate ore

安宁风化矿物特征初步研究结果见表 2。

随着风化程度增加,孔隙率增大(全风化态矿石孔隙率可达 45.3%),体积密度减小,比表面积增大。

半风化态矿石孔隙分布在 0.1~5 mm 之间占 62.8%;全风化态矿石孔隙分布在 0.1~5 mm 之间占 69.6%。

表 2 安宁风化矿物物理特征

Table 2 Physical characteristics of Anning weathered ore

| 孔隙率/% | 孔隙分布/% | | | | 体积密度/ g·cm ⁻³ | 比表面积/ m ² ·g ⁻¹ | |
|-------|---------|-------------|-----------|-------|-----------------------------|--|-------|
| | -0.1 mm | -1 + 0.1 mm | -5 + 1 mm | +5 mm | | | |
| 原生矿 | 1.8 | 0.0 | 0.0 | 25.7 | 74.3 | 2.90 | 27.8 |
| 半风化 | 22.7 | 12.6 | 24.3 | 38.5 | 24.6 | 2.14 | 78.3 |
| 全风化 | 45.3 | 13.2 | 40.7 | 28.9 | 17.2 | 1.27 | 106.2 |

收稿日期:2010-12-30

作者简介:罗廉明(1942-),男,湖南长沙人,教授。研究方向:选矿药剂及界面反应理论。

2 常规“正一反”浮选工艺分析

试验表明,该矿石易选,工艺简单,药剂制度简单,通过常规“正一反”浮选即可得到精矿品位 30.21% P₂O₅、0.30% MgO,回收率为 80.62% 的浮选指标,具体试验流程如图 2 所示.但实践证明,常规“正一反”浮选工艺不适宜在该矿种应用,主要原因如下.

所得精矿沉降速度慢、溢流“跑浑”严重(含固量达 6% 以上),最终产品浓度很难达到 55% 以上,导致现有浓缩设备不能满足生产需要;精矿在湿法磷酸萃取作业发泡严重,阻碍生产.

试验过程中发现,振动久置后的矿浆,有一部分矿粒会附着在气泡上一同上浮至液面,气泡破裂后该部分矿粒呈悬浮态,后经测试,该部分颗粒平均体积密度为 1.68 g/cm³,这是影响产品分级、沉降的根本原因,并极有可能是湿法磷酸萃取过程发泡严重的原因.因此,必须排除这部分矿物颗粒对整个工艺过程的不利影响,即需采用适当手段分出体密度小的高孔隙率矿物单独处理^[2].

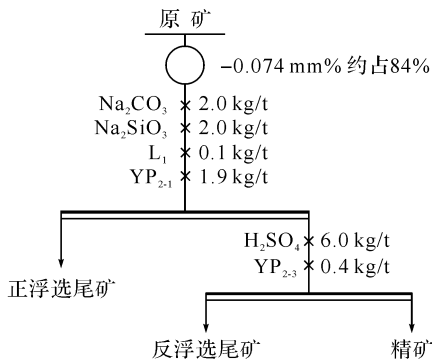


图 2 常规“正一反”浮选试验流程图

Fig. 2 The flow chart of traditional direct-reverse flotation process

3 “重一浮”分级工艺试验

常见的分级方法有筛分、水力旋流器分级等,但这些方法需要装备分级设备,难以实现现场改造.如表 2 数据所示,高孔隙率矿物的体密度小,全风化矿为 1.27 g/cm³、而原生矿则为 2.9 g/cm³,因此可以利用此密度差异来实现按矿石密度分离,即可采用重介质分选方法来分离不同矿石.如视分散在矿浆中的细矿物颗粒为重介质即可实现自生重介质分选方法.另外,试验中也发现,高孔隙率矿石具有较好可浮性,因此可以利用矿石以上特性,采用“重一浮”结合方式实现矿石按密度分离的目的.

3.1 分级方案的确定

经试验证实,单纯地通过矿浆自身密度及可

浮性差异很难实现分级的目的,需添加适当调整剂,以达到更有效的按密度分级的目的^[3].具体方案为:调整矿浆浓度、添加调整剂 QP₁,在浮选机内实现分级(同浮选操作相似).

浮选助剂 QP₁ 是一种理想的矿浆调整剂,能够起到调整矿浆粘度、增加气泡的选择性的作用^[3],试验表明,添加适量 QP₁ 可确保体密度小的高孔隙率矿物得到有效分离.由于该助剂无毒无害、易自然降解,因此在磷矿选矿中具有较好的应用前景.

“重一浮”分级作业试验流程如图 3 所示.

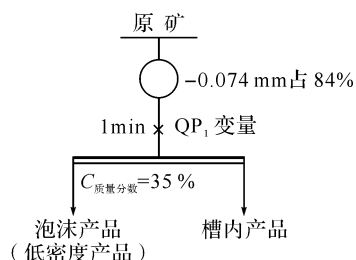


图 3 “重一浮”分级试验流程图

Fig. 3 The flow chart of classify process by Gravity-Flotation

3.1.1 高孔隙率矿物排除率与 QP₁ 用量关系试验 泡沫产品中所含多孔细粒级的排除率与最终产品的沉降性能关系密切,因此确定 QP₁ 用量与多孔细粒级排除率关系很有必要.通过试验可获得到泡沫产品产率及体密度随 QP₁ 用量的变化关系曲线,如图 4 所示.

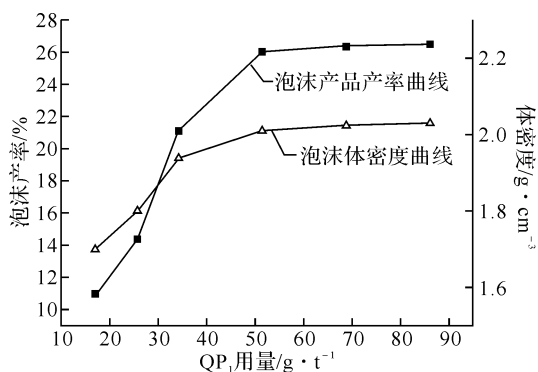


图 4 泡沫产率与 QP₁ 用量关系图

Fig. 4 The yield and the bulk density of Froth versus QP₁ Dosage

由图 4 可知:**a.** 泡沫产品产率随着 QP₁ 用量的增加而增加,但当用量超过 51.5 g/t 时,产率增加减缓,泡沫产率基本趋于一稳定值.这表明,此时可浮性较好的矿粒已基本浮出,再增加试剂用量对产率影响不大.据此判断,入选原矿中多孔细粒级矿物约占 26%;**b.** 体密度在产率接近 26% 时基本保持不变约为 2.0 g/cm³,该体密度值介于全

风化矿(1.27 g/cm^3)和半风化矿(2.14 g/cm^3)之间,但较接近半风化矿,表明泡沫产品组成以体密度较小的半风化矿为主。

可见,“重一浮”分级工艺能有效地将体密度小的多孔细粒级矿物从原矿中分离出去。

3.1.2 QP_1 用量的确定 将不同 QP_1 用量得到的重组份产品(槽内)直接进行沉降试验,考查轻组份矿物的排除对产品沉降的性能的影响,并由此确定 QP_1 的最佳用量。图 5 示出了不同 QP_1 用量时沉积物质量分数与沉降时间的关系曲线。

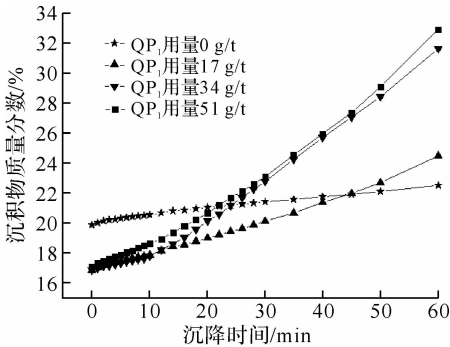


图 5 重组份产品沉降曲线图

Fig. 5 Sedimentation rate of heavier product for QP_1 dosage as indicated

由图 5 中沉积物质量分数与沉降时间关系可知, QP_1 用量越高, 沉积物浓度增加速度越快, 这表明“重一浮”分级流程排除了越多的多孔细粒级矿物; 另外, QP_1 用量为 34 g/t 与 51 g/t 时的沉降

曲线基本重合, 表明 QP_1 用量为 34 g/t 时多孔细粒级已基本可以排除干净, 因此确定 QP_1 的最佳用量为 34 g/t 。

3.1.3 矿浆分级浓度确定 分级过程实质上是一个类似“重一浮”结合的分选过程。在该过程中, 一方面, 利用了孔隙率高矿粒具有体密度小、可浮性好的性质, 另一方面, 因矿浆浓度对矿浆密度即重介质密度也有影响, 因此, 为达到更为理想的分级效果, 进行了矿浆浓度试验。

试验流程如图 3 所示, 固定 QP_1 用量 34 g/t , 矿浆浓度作为变量, 以分离速度的快慢来表示分离效率的高低, 试验结果如表 3 所示。

表 3 矿浆浓度试验结果

Table 3 The experimental results of the pulp density

| 矿浆质量分数/% | 26 | 26.7 | 29 | 32 | 35 | 38 |
|----------|-----|------|-----|-----|----|-----|
| 分级时间/min | 5.2 | 5.0 | 4.8 | 4.1 | 3 | 2.8 |

由试验结果可知, 矿浆质量分数由 32% 增加至 35% 时的分级时间减少幅度为 1.1 min , 是整个试验质量分数范围内变化最大的, 说明质量分数在 35% 左右时分级效率对浓度的变化最敏感, 结合工业生产实际情况, 35% 的浮选质量分数较易实现的, 因此选取矿浆分级质量分数为 35% , 预先处理时间为 3 min 。

3.1.4 泡沫产品筛析结果 为了考查“重一浮”分级效果, 对泡沫产品、入选原矿进行了筛析试验, 结果如表 4 所示。

表 4 泡沫产品与原矿筛析结果对照表

Table 4 The grain size distribution of froth product and raw ore

| 粒级/mm | +0.074 | -0.074 | -0.045 | -0.038 5 | 总计 | | |
|-------|--------|--------|----------|----------|----------|-------|--------|
| | | +0.045 | +0.038 5 | +0.030 8 | -0.030 8 | | |
| 分布率/% | 泡沫产品 | 1.69 | 6.78 | 6.78 | 3.39 | 81.36 | 100.00 |
| | 入选原矿 | 16.00 | 11.45 | 13.55 | 12.71 | 46.29 | 100.00 |

分析表 4 可知, 泡沫产品以 $-0.030 8 \text{ mm}$ 粒级矿物为主, 测得其体密度为 1.68 g/cm^3 (入选原矿 $-0.030 8 \text{ mm}$ 粒级的体积密度为 1.82 g/cm^3), 表明该粒级以体密度较小的细粒级矿粒为主, “重一浮”分级流程有很强的选择性分级作用, 即将体密度较小的多孔细粒级矿物与槽内产品分开了。

4 “重一浮”工艺数质量流程图

采用“重一浮”联合的分级工艺, 再分别对泡沫产品和槽内产品进行正一反浮选处理, 正浮选药剂用量 Na_2CO_3 2.14 kg/t 、 Na_2SiO_3 2.2 kg/t 、 L1 0.13 kg/t 、 YP_{2-3} 1.9 kg/t , 反浮选药剂用量为 H_2SO_4 6.2 kg/t 、 YP_{2-3} 0.34 kg/t , 获得的试验数

据如图 6 所示。

由图 6 可知, “重一浮”工艺所得的两种精矿(泡沫产品浮选精矿、重组份浮选精矿)品位 $\text{P}_2\text{O}_5 > 30\%$ 、 $\text{MgO} < 0.3\%$, 品质均优于常规“正一反”浮选精矿, 即 P_2O_5 高、 MgO 低; “重一浮”工艺的两种精矿回收率之和为 81.09% , 较后者高 0.47% , 表明分级处理有助于得到高品质精矿、提高 P_2O_5 回收率。

5 沉降试验结果

将“重一浮”工艺所得浮选精矿与常规“正一反”浮选精矿进行自然沉降速度对比试验, 如表 5 所示。

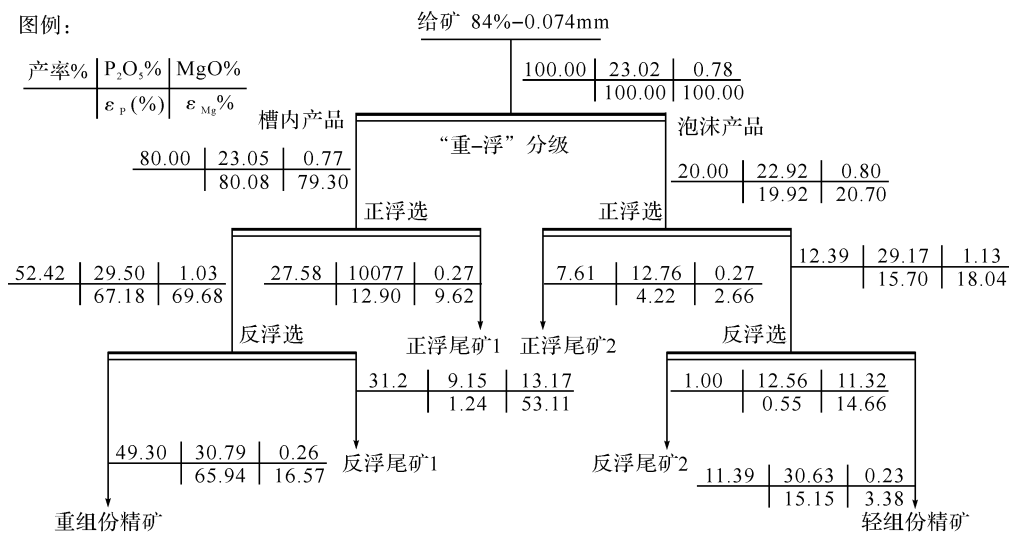


图 6 “重-浮”工艺数质量流程图

Fig. 6 The flow chart of quality and quantity for Gravity-Flotation process

表 5 不同工艺精矿沉降试验结果

Table 5 sedimentation test results of different concentrate

| 精矿名称 | 沉降条件 | 澄清界面高度/mm | | | 沉积物质量分数/% | | |
|-----------|------|-----------|-------|-------|-----------|-------|-------|
| | | 起始 | 终止 | 高度增幅 | 起始 | 终止 | 浓度增幅 |
| 常规“正一反”精矿 | 自然沉降 | 241.0 | 136.0 | 105.0 | 16.86 | 24.47 | 7.61 |
| 重组份精矿 | 自然沉降 | 311.0 | 106.0 | 205.0 | 16.86 | 40.63 | 23.77 |
| 轻组份精矿 | 自然沉降 | 311.0 | 213.0 | 98.0 | 16.07 | 20.63 | 4.56 |
| 轻组份精矿 | 絮凝沉降 | 309.0 | 162.0 | 147.0 | 16.07 | 30.14 | 14.07 |

由试验结果可知,“重-浮”工艺重组份浮选精矿的沉降速度明显加快,30 min 内,澄清界面平均下降速度为 6.8 mm/min,沉积物质量分数由 16.86% 增至 40.63%,分别较常规“正一反”浮选精矿的提高了 95% 和 66%。

轻组份精矿沉降速度较慢,即使采用絮凝沉降也明显较重组份沉降速度慢,30 min 内,澄清界面平均下降速度为 4.9 mm/min,沉积物质量分数由 16.07% 增至 30.14%。

6 结果及讨论

a. 入选原矿中含有大约 26% 的体密度较小的多孔细粒级矿物,它是导致精矿沉降速度慢、溢流“跑浑”严重的根本原因,将其分出后进行絮凝沉降,可使问题得到解决。

b. 采用“重-浮”联合流程在磨矿细度为 -0.074 mm 占 84% 情况下,通过“重-浮”分级流程可以有效地将体密度较小的轻组份与其它矿石分离,使得重组份浮选精矿沉降速度得到显著提高,其澄清界面平均下降速度较常规“正一反”浮选的提高 95%,可见,该工艺对提高重组份浮

选精矿沉降速度有显著效果。

c. “重-浮”分级流程得到泡沫产品和粗粒级产品,分别对两产品进行正一反浮选,均可得到品位 P₂O₅ > 30%、MgO < 0.3% 的优质磷精矿,泡沫产品与重组份产品两者所得综合精矿产率 60.69%、P₂O₅ 品位 30.76%、MgO 品位 0.25%、P₂O₅ 回收率 81.09%,优于常规“正一反”浮选指标。

d. “重-浮”联合工艺流程简单,易于在现有工艺上得到实现。

e. 轻组份浮选精矿具有多孔(体积密度小)的性质,可能是导致湿法磷酸萃取作业发泡严重的原因,该产品不适宜作为湿法磷酸用矿,宜作为钙镁磷肥用矿,具体应用方案需进行相关评价工作。

参考文献:

[1] 潘兆橹. 结晶学与矿物学[M]. 北京:地质出版社, 1987:58-59.

[2] 李冬莲,张央. 宜昌中低品位磷矿工艺流程试验研究[J]. 武汉工程大学学报, 2010, 32(11):54-57.

[3] 赖亚·J. 泡沫浮选表面化学[M]. 北京:冶金工业出版社, 1987:42-43.