

文章编号:1673-9981(2014)04-0251-03

黏土型钒矿分级富集浸出试验的研究 \*

孔振兴,李桂英,危 青,戴子林,吴长永

广东省工业技术研究院(广州有色金属研究院), 广东 广州 510650

**摘 要:**将黏土型钒矿进行分级富集,对直接分级得到的精矿及未经分级富集的原矿进行了对比浸出试验研究,考察了硫酸用量、助浸剂 A 及 B 对  $V_2O_5$  浸出率的影响.结果表明,精矿较原矿难浸出,需适当增加硫酸、助浸剂 A 及 B 的用量以达到理想的浸出率;浸出 1 t 的  $V_2O_5$  所用的硫酸量,精矿的用量比原矿的约节省 1/5.

**关键词:**含钒黏土矿;分级富集;浸出率  
**中图分类号:**TD954 **文献标识码:**A

黏土型钒矿作为一种重要的非钒钛磁铁矿类含钒矿物,其品位较低,一般在 1% 以下,采用浮选、重选、磁选等常规选矿技术,很难使钒得到有效富集.最近有研究发现<sup>[1-4]</sup>,通过分级的方法可以使该类矿物中的钒得到有效地富集,如陈晓青等人<sup>[1]</sup>采用原矿加药擦洗—药剂分散离析—分级富集的工艺,可将五氧化二钒品位从 0.85% 富集到 1.74%.卫敏等人<sup>[2]</sup>对浙川钒矿进行磨矿—擦洗分级,将五氧化二钒品位约为 1.38% 的原矿进行了富集,得到产率为 45.21% 的精矿,其中五氧化二钒品位高达 2.50%、钒的回收率为 81.90%.

本文对陕西省某黏土型钒矿进行了分级富集,并采用全湿法工艺对分级富集的精矿进行了浸出,研究了全湿法提钒浸出过程中硫酸及助浸剂用量对

五氧化二钒浸出率的影响,得到了优化的浸出工艺参数,同时指出了精矿浸出的成本优势.

1 试 验

1.1 矿样组成

试验矿样取自陕西某大型全湿法提钒冶炼厂的矿样,其表观为黄色至浅褐色.矿物组成以非金属矿物为主,金属矿物较少.其中金属矿物以褐铁矿为主,次为黄铁矿、钒铁矿、铁钒钛矿等;非金属矿物以石英、泥质为主,次为方解石、石墨、炭质等;副矿物为磷灰石.矿样的主要元素化学分析结果列于表 1.

表 1 多元素分析结果  
Table 1 Analysis results of multi elements

成分	$V_2O_5$	$SiO_2$	$Al_2O_3$	CaO	MgO	P	Mo	$TiO_2$	$Fe_2O_3$	S	合计
含量 $w/\%$	0.86	70.91	5.74	1.65	1.10	0.27	0.003	0.22	4.4	0.56	85.71

1.2 分级富集

取矿样 100 kg,用颚式破碎机破碎至—2 cm,将破碎后的矿样均匀混合,然后用缩分法取代表性矿样

10 kg 用于分级富集.分级采用冲水手洗分级,用 0.850 mm,0.425 mm,0.250 mm 和 0.180 mm 共 4 个规格的标准筛进行筛分.矿样经分级后可抛除 55.5%

收稿日期:2014-07-23  
\* 基金项目:广东省科技计划项目(2012B010500023)  
作者简介:孔振兴(1978-),男,湖北通山县人,博士,工程师.

的+0.180 mm 的粗粒级, -0.180 mm 粒级的品位可达 1.45%, 远大于其他粗粒级的品位,  $V_2O_5$  的回收率约 75%。因此, 选粒级 -0.180 mm 的矿样(精矿)及未经分级富集的矿样(原矿)为浸出试验的试样。

1.3 浸 出

浸出试验时每次取试样 100 g, 用硫酸浸出, 并添加助浸剂 A 和 B, 液固比固定为 1:1, 浸出温度 95 ℃, 浸出时间 8 h。其中硫酸的用量(相对矿样的质量分数)分别为 20%~40%, 助浸剂 A 用量(相对矿样的质量分数)分别为 1.5%~4%, 助浸剂 B 用量(相对矿样的质量分数)分别为 0.2%~0.6%。

2 结果及讨论

2.1 浸出试验

对钒矿进行富集的主要目的是减少提钒过程中各种化学原料的消耗, 提高设备单位时间内  $V_2O_5$  的产量, 从而大幅度地降低生产成本, 减少化学原料消耗的同时也减少了对环境的污染。下面以全湿法提钒的浸出工艺为例, 探讨试样浸出过程中各主要化学原料用量的变化及由此带来浸出成本的变化。

2.1.1 硫酸用量对  $V_2O_5$  浸出率的影响

全湿法提钒的浸出过程, 就是用硫酸及少量助剂在一定温度下将  $V_2O_5$  从矿石中浸出。浸出时应尽量提高浸出率, 同时硫酸用量应合理。因为硫酸用量低时  $V_2O_5$  的浸出率很低, 用量过高虽然浸出率有一定程度的增加, 但是高浓度的硫酸对设备腐蚀严重, 也对后续浸出液的中和过程造成很大麻烦, 增加中和成本。图 1 为硫酸用量对原矿及精矿中  $V_2O_5$  浸出

率的影响。

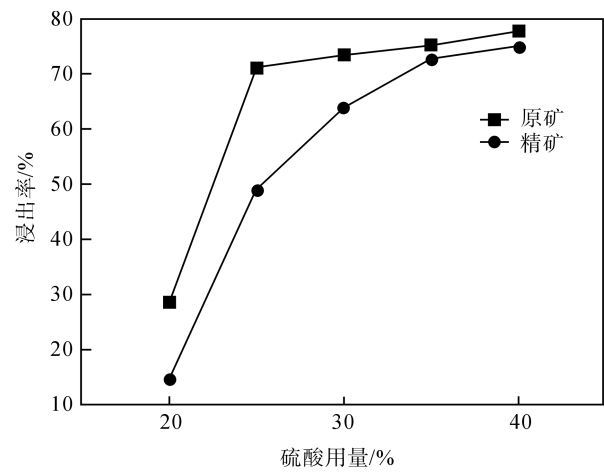


图 1 硫酸用量对  $V_2O_5$  浸出率的影响  
Fig.1 Effect of sulfuric acid dosage on leaching rate of  $V_2O_5$

从图 1 可以看出, 对原矿及精矿, 当硫酸用量分别达到 25% 及 35% 时, 对应的浸出率分别约为 71% 及 73%; 随着硫酸用量的增加,  $V_2O_5$  的浸出率变化不明显。因此, 对原矿及精矿来说, 合理的硫酸用量分别为 25% 和 35%。

2.1.2 助浸剂 A 及 B 对  $V_2O_5$  浸出率的影响

许多含钒矿物若仅用硫酸浸出, 要获得较大的浸出率(大于 75%)硫酸的用量应较大, 需达到矿样质量分数的 40% 甚至 50% 以上<sup>[5-6]</sup>。这将严重腐蚀设备, 且使后续中和过程变得极为困难, 实际上是不可行的。根据多年的经验, 采用助浸剂 A 和 B 来辅助浸出, 在硫酸用量相对低的条件下也可获得较高的浸出率。图 2 为在合理硫酸用量的条件下助剂 A 及 B 用量对  $V_2O_5$  浸出率的影响。

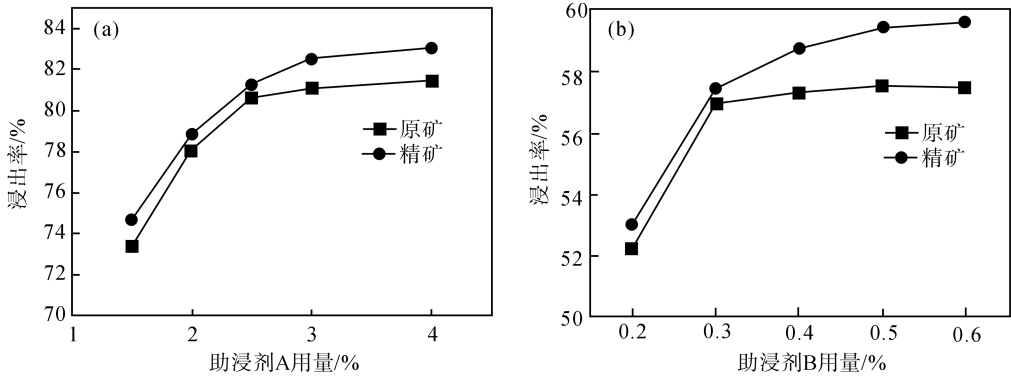


图 2 助浸剂 A 及 B 用量对  $V_2O_5$  浸出率的影响  
(a) 助浸剂 A; (b) 助浸剂 B  
Fig. 2 Effect of additive A and B dosage on leaching rate of  $V_2O_5$   
(a) additive A; (b) additive B

由图 2 可以看出,对原矿而言,当助浸剂 A 及 B 用量分别为 2.5% 和 0.3% 时, $V_2O_5$  浸出率可达 86.99%;对精矿而言,助浸剂 A 及 B 用量分别为 3% 和 0.5% 时,浸出率可达 89.68%。表明,上述用量为较佳用量。

由上述浸出试验可知,对原矿进行分级富集后得到的精矿比原矿较难浸出。若硫酸用量相同,精矿的浸出率总是比原矿的小。提高精矿浸出率的最有效办法是增加硫酸用量,同时助浸剂 A 及 B 的用量

也要适当增加。

在生产过程中,一般在浸出槽中不论是对原矿还是对精矿浸出,都可满负荷运行。因此在原矿及精矿的各自优化浸出条件下,将浸出 1 t 的  $V_2O_5$  所消耗的硫酸进行比较,其结果列于表 2。由表 2 可知,从经分级富集后的精矿中浸出 1 t 的  $V_2O_5$ ,其所消耗的硫酸比原矿的约减少 1/5,明显节约了提钒成本。

表 2 原矿及精矿优化工艺参数及每吨  $V_2O_5$  浸出所需硫酸的耗量

Talbe 2 Optimizing process parameters for the crude ores and the concentrates and consumption of sulfuric acid for per ton of  $V_2O_5$  leached

试样	品位 /%	优化浸出条件	浸出率 /%	硫酸耗量 /t
原矿	0.86	25% 硫酸+2.5% 助浸剂 A+0.3% 助浸剂 B	86.99	33.42
精矿	1.45	35% 硫酸+3% 助浸剂 A+0.5% 助浸剂 B	89.68	26.91

3 结 论

通过分级方法进行富集的精矿较原矿难浸出,需增加硫酸的用量,同时助浸剂用量也应适当增加,以达到理想的浸出率。从精矿中每浸出 1t 的  $V_2O_5$  所消耗的硫酸比原矿的少约 20%,表明精矿浸出更具成本优势。

参考文献:

[1] 陈晓青,杨进忠,毛益林,等.低品位黏土型钒矿资源综

合利用新技术研究[J].有色金属(选矿部分),2010(5):9-12.

[2] 卫敏,吴东印,张艳娇.浙川钒矿擦洗选矿试验研究[J].矿产保护与利用,2007(4):34-36.

[3] 向平,冯其明,钮因健,等.选矿富集阿克苏石煤钒矿中的钒[J].材料研究与应用,2010,4(1):65-70.

[4] 齐建云,朱军,刘苏宁,等.一种新型无污染提钒工艺的研究[J].甘肃冶金,32(1):31-33.

[5] 朱茜.从含钒石煤酸浸液中分离制备钒产品的新工艺[D].湘潭市:湘潭大学,2013.

[6] 李昌林.难处理石煤提钒工艺及相关理论研究[D].长沙:中南大学,2011.

Sieving-concentrating and leaching experiments on clay-vanadium ores

KONG Zhenxing,LI Guiying,WEI Qing,DAI Zilin,WU Changyong

Guangdong General Research Institute for Industrial Technology (Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals), Guangzhou 510650, China

**Abstract:** Sieving-concentrating experiments were done on clay-vanadium ores. Then, leaching processes were carried out on the crude ores and concentrates obtained by sieving-concentrating, respectively. Influence of the dosage of sulfuric acid, additive A and additive B on leaching rate of  $V_2O_5$  was studied. Results show the concentrates is more difficult to be leached out than the crude ores. In order to get ideal leaching rate, an appropriate increase in the dosage of sulfuric acid, additive A and additive B is especially essential. For per ton of produced  $V_2O_5$ , 1/5 less sulfuric acid is needed by concentrates than by crude ores.

**Key words:** lay-vanadium ores; sieving-concentrating; leaching rate