

新疆某菱镁矿浮选工艺实验研究

胡生操¹, 王晨晨¹, 付金涛¹, 黄朝德²

- (1. 西部矿业股份有限公司锡铁山分公司, 青海 海西 816203;
2. 大冶有色设计研究院有限公司, 湖北 黄石 435005)

摘要: 对新疆某菱镁矿进行多元素及 XRD 衍射分析, 该矿石主要成分为 MgO, 以碳酸镁的形式赋存与矿石中, 脉石矿物主要以石英、白云石、方解石等为主的 SiO₂、CaO 类杂质, 该矿石属工业四级品。针对该矿性质, 本实验采用预先脱泥-反-正浮选的工艺流程, 在磨矿细度为-74 μm 79.8%, 矿浆 pH 值为 6、水玻璃用量为 500 g/t, 十八胺 300 g/t 的条件下进行反浮选, 可得到精矿品位为 44.21%, 作业回收率为 91.17% 的粗精矿; 粗精矿在浮选矿浆 pH 值为 9、六偏磷酸钠 150 g/t、2#油 100 g/t, 捕收剂 YSM-091 为 1500 g/t 的条件下进行浮选, 得到精矿品位 46.31%, 作业回收率 91.23% 的镁精矿。在较佳条件下, 进行闭路实验, 最重可得到品位为 46.12% 的精矿产品, 综合回收率为 77.83%, 其主要杂质 SiO₂、CaO 的含量分别为 0.92%、0.81%。对比菱镁矿品级技术指标, 该精矿产品达到了工业一级品的要求。

关键词: 低品位; 菱镁矿; 工业品级; 预先脱泥; 反-正浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2022.02.013

中图分类号: TD97 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2022) 02-0069-05

菱镁矿是我国金属镁的主要来源, 因其具有质轻、耐腐蚀、减震耐冲压等特点, 被广泛应用于工业生产中^[1-2]。我国天然菱镁矿资源十分丰富, 但贫化严重, 可直接满足生产需要的较少^[3]。因低品级菱镁矿价值较低, 应用范围有限, 导致大量的低品级菱镁矿无法得到充分利用, 造成较大的资源浪费^[4]。因此, 为了更好的利用低品级磷

镁矿, 将低品位菱镁矿变成优质的高品级矿^[5-6], 是解决菱镁矿资源利用率低和高品级菱镁矿短缺问题的有效方法。

1 实验原料

实验原料来自新疆某菱镁矿, 针对该菱镁矿进行多元素分析, 分析结果见表 1。

表 1 原矿多元素化学分析结果/%
Table 1 Results of Multi-element chemical analysis

MgO	SiO ₂	CaO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	P	S	K ₂ O	Na ₂ O	烧失
41.20	4.15	4.43	0.62	0.53	0.04	0.005	0.088	0.12	48.816

由表 1 结果可知, 矿石的主要成分是 MgO, 杂质主要为 SiO₂ 和 CaO。XRD 衍射显示, 菱镁矿中 MgO 主要以碳酸镁的形式存在, 杂质矿物以方解石、白云石、石英等, 对比菱镁矿品级技术指标, 该菱镁矿中 MgO 的品位为工业四级品要求^[7], 但 SiO₂ 含量高于四级品。

该菱镁矿因地域原因, 矿石部分泥化, 而细

泥较多不利于菱镁矿的浮选。本实验拟先将矿样进行预先脱泥, 脱去部分细泥后进行反—正浮选, 降低菱镁矿中 SiO₂ 和 CaO 等杂质的含量, 同时提高菱镁矿的品位, 从而提高磷镁矿的品级。

2 原矿预先脱泥

预先脱泥处理能有效降低菱镁矿中细泥含

收稿日期: 2020-07-13

作者简介: 胡生操 (1994-), 男, 主要从事选矿工艺研究及工程设计。E-mail: 1072081141@qq.com。

量,改善浮选环境,降低浮选药剂用量,提高菱镁矿的回收率。相较于其他重选设备,摇床具有应用广泛,效率高等特点,故在该实验中,采用摇床进行该矿样预先脱泥实验,其实验流程图见图1,实验结果见表2。

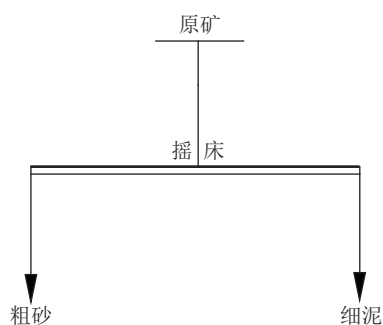


图1 菱镁矿脱泥实验流程
Fig.1 Flow of magnesite desliming test

表2 菱镁矿脱泥实验结果
Table 2 Results of desliming of magnesite test

产物名称	产率/%	品位/%	回收率/%
粗砂	91.32	42.26	93.67
细矿泥	8.68	30.05	6.33
原矿	100.00	41.20	100.00

矿石经摇床分选后,细矿泥中-37 μm 96.12%,对该部分细矿泥进行提前抛尾,以提高浮选实验效果。矿石经分选后,粗砂中 MgO 品位由 41.20% 提高到了 42.26%,回收率为 94.33%。矿样经脱泥处理后,矿样中细粒级含量明显降低,为改善后续反-正浮选试验提供有利条件。

3 结果与讨论

3.1 反浮选实验

反浮选是脱除菱镁矿中含硅杂质较为有效的方法,为降低矿样中石英、硅酸盐等脉石,进行了反浮选脱硅实验。针对该矿样进行磨矿细度、浮选矿浆 pH 值、水玻璃等系列条件实验后,确定了其较佳磨矿细度为 -74 μm 79.8%,矿浆 pH=6、水玻璃用量为 500 g/t,在该浮选条件下,以十八胺为反浮选捕收剂,进行捕收剂用量实验,实验流程见图2,实验结果见图3。

由图3可知,随着十八胺用量逐渐增加,浮

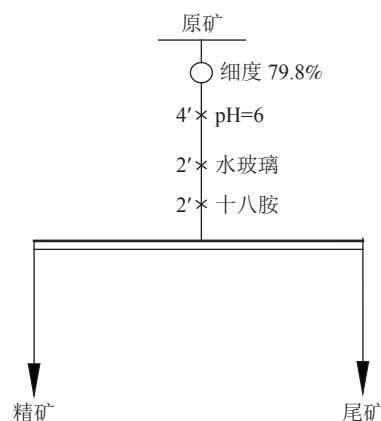


图2 反浮选捕收剂用量实验流程
Fig.2 Process of Reverse flotation collector dosage test

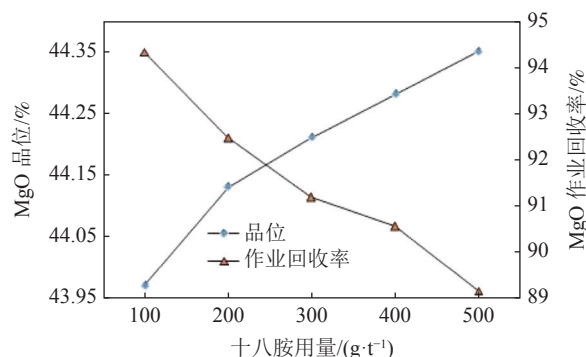


图3 反浮选捕收剂十八胺用量实验结果
Fig.3 Test results of the dosage of reverse flotation collector octadecylamine

选槽内矿化气泡量增加明显,反浮选效果逐渐增强,矿浆内脉石矿物被浮出同时,部分菱镁矿也被浮出,故精矿品位逐渐提高的同时,其回收率逐渐降低;当捕收剂从 100 g/t 增加到 300 g/t 时,精矿品位增幅较大,捕收剂用量继续增加时,因部分菱镁矿随脉石矿物一同被浮出,其品位增幅不大,且回收率逐渐下降。故综合考虑,确定最佳捕收剂用量为 300 g/t。

3.2 正浮选脱钙

反浮选可脱除大部分含硅脉石矿物,但对含钙脉石矿物的脱除效果不佳。为了进一步降低粗精矿中的钙杂质的含量,针对该矿进行正浮选脱钙实验。

在进行浮选矿浆 pH、抑制剂、起泡剂等条件浮选实验后,确定最佳浮选条件为矿浆 pH=9、六偏磷酸钠用量为 150 g/t、2#油 100 g/t。在该条件下,以新型捕收剂 YSM-091 进行捕收剂用量实验,实验流程见图4,实验结果见图5。

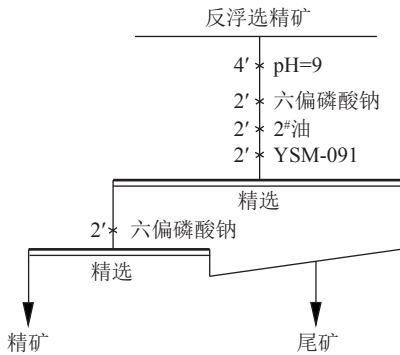


图4 正浮选捕收剂用量实验流程
Fig.4 Process of direct flotation collector dosage test

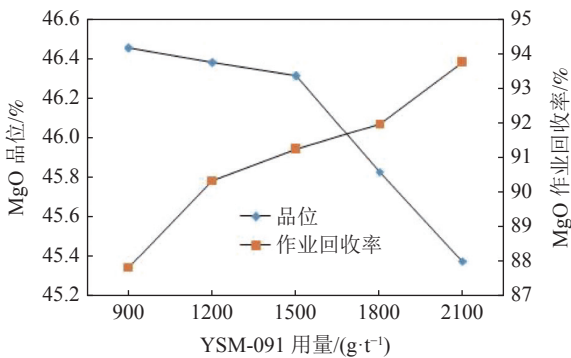


图5 正浮选捕收剂用量实验结果
Fig.5 Test results of direct flotation collector dosage test

图5显示，随着捕收剂 YSM-091 用量的增加，浮选泡沫层变厚，泡沫增多，菱镁矿回收率逐渐增加，同时部分脉石矿物附着在矿化气泡上，与菱镁矿一同浮出，因此菱镁矿品位逐渐降低。综合考虑，当捕收剂用量为 1500 g/t 时，精矿品位为 46.31%，作业回收率为 91.23%，此时浮选效果最佳，故确定最佳捕收剂用量为 1500 g/t。

3.3 开路实验

在上述条件实验的基础上，进行开路实验，其具体实验流程见图6，实验结果见表3。

由表3可知，开路实验可得到精矿品位为 46.29%，但中矿品位较高，分别达到了 42.15%、35.30%，为进一步提高浮选作业回收率，在闭路实验中，应增加扫选作业，提高该菱镁矿的回收率。

4 闭路实验

由开路实验结果可知，开路实验的中矿品位较高，为进一步提高菱镁矿的提回收率，降低尾矿品位，提高镁资源的利用率，在开路实验的基

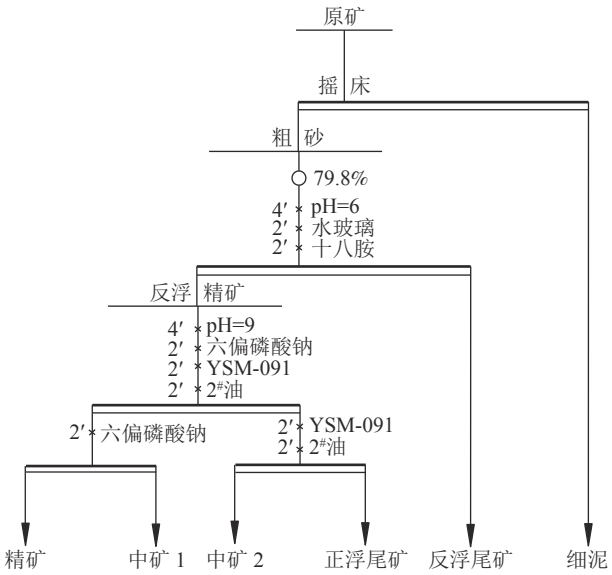


图6 开路实验流程
Fig.6 Test procedure of open circuit

表3 开路实验结果			
Table 3 Results of Closed circuit test			
产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
精矿	68.62	46.29	77.10
中矿1	1.53	42.15	1.57
中矿2	1.70	35.30	1.46
正浮选尾矿	7.64	28.30	5.25
反浮选尾矿	11.83	28.96	8.32
细泥	8.68	30.05	6.33
原矿	100.00	41.20	100.00

础上，增加一精一扫，进行闭路实验，其具体实验流程见图7，实验结果见表4。

对上表实验结果分析可知，采用先脱泥后反-正浮选的实验流程，其最终精矿中，MgO 品位达到了 46.12%，综合回收率为 77.83%。其中精矿中 SiO₂ 的品位为 0.92%，其去除率为 84.59%，CaO 的品位为 0.81%，CaO 的去除率达到了 87.29%。

菱镁矿中的主要成分为 MgCO₃，该闭路实验中，最终产品 MgO 的品位达到了 46.12%；将该浮选精矿产品与工业菱镁矿品级进行对比分析可知，浮选精矿中 MgO 品位为 46.12%，SiO₂ 的品位为 0.92%，CaO 的品位为 0.81%，达到了菱镁矿一级品的要求。

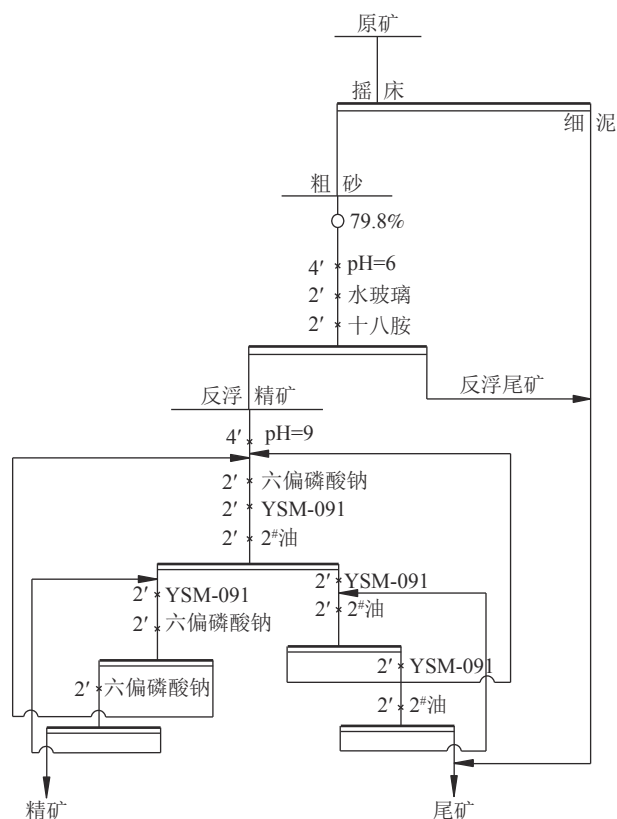


图 7 闭路实验流程

Fig.7 Test procedure of closed circuit

表 4 闭路实验结果

Table 4 Results of Closed circuit test

产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
		MgO	SiO ₂	CaO	MgO	SiO ₂	CaO
精矿	69.53	46.12	0.92	0.81	77.83	15.41	12.71
尾矿	30.47	29.97	11.52	12.69	22.17	84.59	87.29
原矿	10000	41.20	4.15	4.43	100.00	100.00	100.00

5 结论

(1) 该矿石的主要成分为 MgO, 原矿中 MgO 的品位为 41.20%, 脉石矿物主要为 4.15% 的 SiO₂ 和 4.43% 的 CaO, 工业品级为四级品。

(2) 在磨矿细度-74 μm 79.8%, 矿浆 pH=6、水玻璃用量为 500 g/t, 十八胺 300 g/t 的条件下反浮选, 可得到精矿品位 44.21%, 作业回收率为 91.17% 的粗精矿。

(3) 在矿浆 pH=9、抑制剂 150 g/t、2#油 100 g/t, 捕收剂 YSM-091 为 1500 g/t 的条件下进行粗精矿正浮选脱钙, 可得到精矿品位 46.31%, 作业回收率 91.23% 的镁精矿。

(4) 在最佳条件下, 进行闭路实验, 最重可得到品位为 46.12% 的精矿产品, 综合回收率为 77.83%, 其主要杂质 SiO₂、CaO 的含量分别为 0.92%、0.81%, 对比菱镁矿品级技术指标, 该精矿产品达到了工业一级品的要求。

参考文献:

[1] 王倩倩, 陈中航, 李晓安, 等. 热处理菱镁矿制备氧化镁的国内研究进展[J]. 矿产综合利用, 2019(2):9-15.

WANG Q Q, CHEN Z H, LI X A, et al. Domestic progress in preparation of magnesite from magnesite by heat treatment[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(2):9-15.

[2] 石建军, 李银文, 王鹏, 等. 中国菱镁矿选矿现状分析[J]. 轻金属, 2011(S1):51-53.

SHI J J, LI Y W, WANG P, et al. Analysis on the status quo of magnesite beneficiation in China[J]. Light Metals, 2011(S1):51-53.

[3] 谢绍炳, 李育彪, 管俊芳, 等. 菱镁矿浮选精矿中杂质元素的赋存状态研究[J]. 矿产综合利用, 2019(3):71-73.

XIE S B, LI Y B, GUAN J F, et al. Study on occurrence of impurities in magnesite flotation concentrate[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(3):71-73.

[4] 肖丽聪, 代淑娟. 我国菱镁矿现状及选矿方法的介绍[J]. 有色矿冶, 2017, 33(1):29-31.

XIAO L C, DAI S J. The current situation of magnesite in my country and the introduction of beneficiation methods[J]. Nonferrous Mining and Metallurgy, 2017, 33(1):29-31.

[5] 郗悦, 代淑娟, 张作金, 等. 反浮选法提纯低品位菱镁矿研究进展[J]. 矿产综合利用, 2020(2):29-36.

XI Y, DAI S J, ZHANG Z J, et al. Research progress in purification of low-grade magnesite by reverse flotation[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(2):29-36.

[6] 王金良, 杨秀花. 菱镁矿除钙可选性研究[J]. 中国非金属矿工业导刊, 2010(4):26-29.

WANG J L, YANG X H. Study on calcium removal option of magnesite[J]. China Nonmetallic Mineral Industry Guide,

2010(4):26-29.

[7] 王倩倩, 李晓安, 魏德洲, 等. 两种捕收剂反浮选菱镁矿的效果对比[J]. 金属矿山, 2012(2):82-85+120.

WANG Q Q, LI X A, WEI D Z, et al. Comparison of the effect of two kinds of collectors in reverse flotation of magnesite[J]. *Metal Mines*, 2012(2):82-85+120.

Research on Flotation Process Test of Magnesite in Xinjiang

Hu Shengcao¹, Wang Chenchen¹, Fu Jintao¹, Huang Chaode²

(1.Xitieshan Branch, Western Mineral Co., Ltd., Haixi, Qinghai, China; 2.Daye Nonferrous Design & Research Institute Co., Ltd., Huangshi, Hubei, China)

Abstract: The multi-element and XRD diffraction analysis of a magnesite in Xinjiang shows that the main component of the ore is MgO, which exists in the form of magnesium carbonate, and the gangue minerals are quartz, dolomite, calcite, etc, which are considered as fourth industrial grade products. Pre-sludge-reverse-direct flotation of ore, reverse flotation under the conditions of grinding fineness of -74 μm 79.8%, pulp pH=6, water glass dosage of 500 g/t, octadecylamine 300 g/t, The concentrate grade is 44.21%, the operating recovery rate is 91.17% of crude concentrate, and then the slurry pH=9, inhibitor 150 g/t, 2# oil 100 g/t, collector YSM-091 is 1500 g/t, Under the conditions of flotation, the concentrate grade of magnesium is 46.31% and the recovery rate is 91.23%. Under the best conditions, a closed circuit test can be carried out to obtain a final concentrate product with a concentrate grade of 46.12%, with a comprehensive recovery rate of 77.83%, and the main impurities SiO_2 and CaO have a grade of 0.92% and 0.81%, respectively. Compared with the technical indicators of magnesite grade, the concentrate product meets the first grade requirements in the industrial grade.

Keywords: Low grade; Magnesite; Industrial grade; Reverse-positive flotation; Pre-sliming