



红土镍矿的硫酸铵焙烧过程

张云芳¹, 李金辉¹, 高 岩², 陈志峰¹, 廖春发¹

(1. 江西理工大学 冶金与化学工程学院, 赣州 341000;
2. 河南省冶金研究所有限责任公司, 郑州 450053)

摘要: 针对传统硫酸化焙烧红土镍矿能耗高、设备腐蚀大等缺点, 采用硫酸铵焙烧-水浸处理红土镍矿的工艺; 考察硫酸铵焙烧过程中焙烧剂硫酸铵用量、焙烧温度、焙烧时间对有价金属回收率的影响, 并对红土镍矿硫酸铵焙烧热力学进行分析。结果表明: 在矿料与硫酸铵质量比 4:3、焙烧温度 400 °C、焙烧时间 90 min 的工艺条件下, 红土镍矿中 Ni、Co、Mn 的回收率分别达到 90.8%、85.41% 和 86.74%, 而 Fe 的回收率仅为 9.98%, 达到选择性提取有价金属的效果。升高温度有利于蛇纹石相与硫酸铵的反应, 抑制镁铁矿石的反应, 从而抑制该部分 Fe 的硫酸化。经适当条件焙烧后, 目标金属以硫酸盐形式进入水相, 而 Fe 主要以不溶于水的形式存在。

关键词: 红土镍矿; 硫酸铵; 焙烧; 热力学

中图分类号: TF815

文献标志码: A

红土镍矿是镍资源的主要来源, 世界上已探明的镍资源 70% 为红土镍矿^[1], 而另外 30% 为硫化镍矿, 随着硫化镍矿的不断开采, 其资源日益枯竭, 所以开发利用红土镍矿资源日益迫切^[2]。但是由于红土镍矿镍品位总体较低且无法进行有效富集, 而传统的火法工艺能耗过高, 传统的湿法工艺包括加压酸浸和浓酸直接浸出又对设备要求特别严格, 因此, 对于低品位镍红土矿, 找到一种能耗低、成本低且流程简单的工艺成为研究的热点^[1-9]。

直接将红土镍矿硫酸盐化为后续采用电解法从浸出液中提取镍提供了便利, 免去了硫酸转型步骤^[10], 郭学益等^[11]研究了用浓硫酸焙烧红土镍矿的工艺, 此工艺流程简单, 酸耗少, 镍钴回收率高而铁回收率低, 在处理红土镍矿方面是一个很大的突破, 但是需要将浓硫酸加热至 500~600 °C, 对设备要求很高; 石剑锋等^[12]以硫酸氢铵作为硫酸化焙烧剂, 减轻了设备腐蚀, 并且在 300 °C 就可以实现很高的镍钴回收率, 但是选择性较低, 不能很好地实现有价金属和铁的分离, 且硫酸氢铵剂量较大(1.5 倍矿样质量), 可能是由于其实验所用红土矿矿相特殊导致, 而硫酸化元江红土矿可能会有很好的效果。为尽可能地降低生产成本和最大程度提取红土镍矿中的有价金属, 本文作者参考已有的相关研究^[11-17], 采用硫酸铵焙烧-水浸出红土镍

矿的浸出工艺。在此, 重点对该工艺的焙烧过程进行研究。

硫酸铵焙烧法是将矿物原料与 $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ 混合, 在较低温度(200~600 °C)下焙烧, 使矿物中的金属矿相盐化, 然后用水浸出熟料, 使有价金属以可溶性的硫酸盐进入水溶液得以提取分离, 同时抑制其他金属杂质的浸出^[13-16]。该方法降低了处理温度及酸耗, 对设备要求低, 反应条件较温和, 不会引入杂质^[15], 不会对环境造成二次污染, 可以用来选择性提取红土镍矿中的镍、钴等有价金属。本实验中所用原料为云南元江低品位红土镍矿, 考察焙烧过程中工艺条件对矿物中有价金属 Ni、Co、Mn 以及杂质 Fe 的收率的影响, 并对相关反应机理进行了研究。

1 实验

1.1 实验原料

实验用低品位红土镍矿来源于云南元江红土镍矿床的不同深处。原料经破碎干磨混合均匀后过筛进行实验研究。对过筛样品进行 X 荧光元素半定量分析, 得到其主要元素种类, 再分别通过滴定法和原子吸收测量含量高和含量低的元素, 主要金属元素及 Si 含量

基金项目: 中国博士后基金资助项目(2015M582045); 江西省科技厅重点研发资助项目(2016ACG70010); 江西理工大学博士后启动基金资助项目(2015980256)

收稿日期: 2015-12-04; 修订日期: 2016-04-28

通信作者: 李金辉, 副教授, 博士; 电话: 0797-8312431; E-mail: jinhuili@jxust.edu.cn

如表1所列。

原矿的物相分析如图1所示。由图1可以看出,原矿矿相主要为蛇纹石($Mg_3[Si_2O_5(OH)_4]$)、镁铁矿(Fe_2MgO_4)、二氧化硅(SiO_2)和铁的氧化物(Fe_3O_4 、 Fe_2O_3),镍和钴等有价金属的含量较低,主要以化合物或氧化物的形式存在于硅酸盐和铁酸盐中,无独立的矿相存在。结合矿石的化学成分,可认定其为典型的硅镁型红土镍矿。

表1 红土镍矿样品的化学成分

Table 1 Chemical composition of sample (mass fraction, %)

Ni	Co	Mn	Fe	Mg	Si
1.15	0.08	0.35	14.06	29.35	23.13

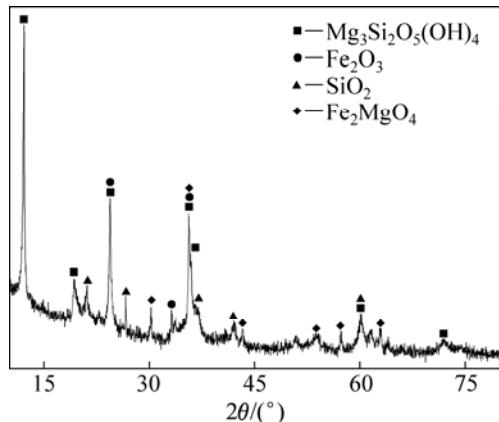


图1 原矿的XRD谱

Fig. 1 XRD pattern of raw ore

1.2 实验装置和分析仪器

主要实验设备如下:DF-101B型集热式磁力搅拌器,XTMF-5000型智能一体马弗炉,BS124S型电子天平,XGQ-3000型数显鼓风干燥箱,SHB-III型循环水式真空泵。

分析仪器如下:WFX-1380型原子吸收分光光度计,D8 Advance X射线衍射仪。

1.3 实验方法

将红土矿破碎研磨,矿料粒度小于104 μm ,称取矿料8.00 g,与一定量的硫酸铵加水混合造球放入坩埚后在马弗炉中焙烧,产生的气体用稀硫酸溶液吸收,焙烧后的产物破碎研磨后用水直接浸出,主要考察硫酸铵用量、焙烧温度、焙烧时间对金属Ni、Co、Mn和Fe回收率的影响,最后通过实验结果对焙烧机理进行分析。其工艺流程如图2所示。

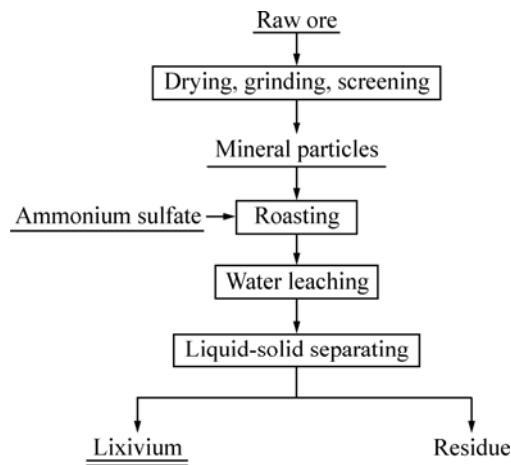


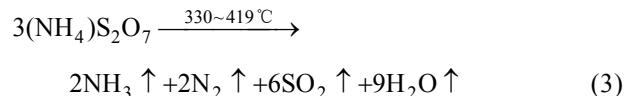
图2 硫酸铵焙烧-水浸出工艺流程图

Fig. 2 Process flow of ammonium sulfate roasting-flooding

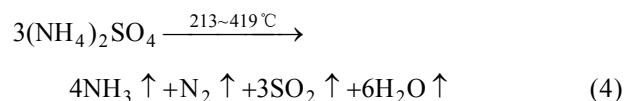
2 结果与讨论

2.1 硫酸铵焙烧过程热力学分析

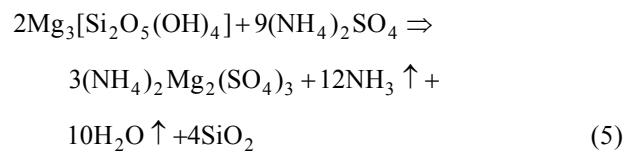
硫酸铵加热时将会发生分解反应^[18-19]:



总反应如下:



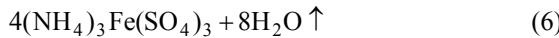
结合原矿的XRD谱可知,实验所用红土镍矿主要为硅镁型红土镍矿,所以可将矿物与硫酸铵反应的主要方程式以及吉布斯自由能表示为^[11, 20-21]:



$$\Delta_f H_{m,1}^0 = -1807071 - 29.35T + 14.81 \times 10^{-3}T^2 - 151.03 \times 10^5 T^{-1}$$

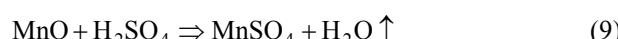
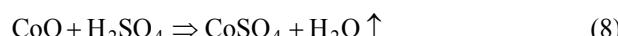
$$\Delta_f G_{m,1}^0 = -1807071 + 29.35T \ln T - 478.81T - 14.81 \times 10^{-3}T^2 - 75.51 \times 10^5 T^{-1}$$

$$2Fe_2MgO_4 + 15(NH_4)_2SO_4 \Rightarrow (NH_4)_2Mg_2(SO_4)_3 + 16NH_3 \uparrow +$$



$$\Delta_f H_{\text{m},2}^\theta = -554862 - 12.47T + 17.41 \times 10^{-3} T^2 - 37.58 \times 10^5 T^{-1}$$

$$\Delta_f G_{\text{m},2}^\theta = -554862 + 12.47T \ln T + 485.99T - 17.41 \times 10^{-3} T^2 - 18.79 \times 10^5 T^{-1} \quad (7)$$



反应(5)和(6)在一定温度范围内 ΔG^\ominus 为负值, 因此, 反应能够发生。根据计算结果可以看出, 在常温条件下, 反应(5)和(6)即可发生。根据前期实验探索发现, 硫酸铵的水溶液在常温条件即可浸出红土镍矿中的有价金属 Ni, 但反应速率较小, 有价金属的浸出率极低。由上述反应式推断出现这样的结果大概是由于温度对该反应速率影响较大, 所以在较低温度时, 反应速率较低。对于反应(5), 提高焙烧温度时 ΔG^\ominus 值更负, 所以升高温度会使反应进行的程度更大。尽管反应(6)的 ΔG^\ominus 值在 900 ℃以下仍为负值, 即在一定的温度范围内, 反应(6)可以进行, 但是随着反应温度的升高, 其 ΔG^\ominus 增大, 表明升高温度不利于该反应的进行。

由于红土镍矿中的大部分 Ni、Co、Mn 及少量的 Fe 以取代 Mg 的方式存在于蛇纹石矿相中, 为提高 Ni、Co 和 Mn 的浸出率, 就必须提高蛇纹石与硫酸铵反应率, 因此有必要提高反应温度, 且硫酸铵分解为硫酸氢铵后仍能很好地将蛇纹石硫酸化。与此同时, 温度升高能够减少镁铁矿石与硫酸铵的反应(见式(6)), 抑制了该矿相中 Fe 的硫酸化反应, 从而在整体上减少铁的浸出, 达到选择性浸出有价金属的目的。尽管常温下硫酸铵即可与矿相反应, 但 $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ 沸点为 500 ℃, 为避免 $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ 未参加反应就挥发损失导致其与红土镍矿的有效反应率降低, 从而影响水浸出时有价金属的浸出率, 因此焙烧温度也不宜过高。

2.2 硫酸铵焙烧单因素实验

2.2.1 硫酸铵用量对浸出率的影响

将 8.00 g 矿料与一定量的硫酸铵加水混合制球, 焙烧温度为 400 ℃, 在马弗炉内焙烧 90 min 后, 取出焙烧后的矿料用水在 100 ℃对其浸出 60 min, 测定浸出液中 Ni、Co、Mn 和 Fe 的含量, 考察硫酸铵用量对 Ni、Co、Mn 和 Fe 浸出率的影响, 结果如图 3 所示。

由图 3 可知, 硫酸铵用量较少时金属离子的浸出率都较低, 当硫酸铵用量由 2.00 g 增加到 6.00 g 时,

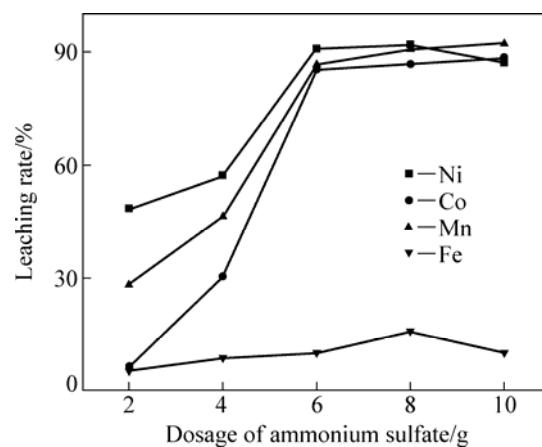


图 3 硫酸铵用量对浸出率的影响

Fig. 3 Influence of dosage of ammonium sulfate on leaching rate

有价金属 Ni、Co、Mn 的浸出率由 48.51%、6.56%、8.21% 提高到 90.8%、85.41% 和 86.74%。但是当硫酸铵用量超过 6.00 g 时, 随着硫酸铵用量的增加, 有价金属 Ni、Co、Mn 的浸出率基本不变, 而 Fe 的浸出率由 9.98% 增加到 16.12%。从而得出, 当硫酸铵用量与矿物质量比为 3:4 时, Ni、Co、Mn 的浸出率几乎达到最大值, 继续增加硫酸铵用量对提高有价金属元素的浸出率效果不明显。尽管硫酸铵的增加会导致 Fe 的浸出率增加, 但增幅很小, Fe 的浸出率仍处于较低值。总体而言, 焙烧时间在 90 min 内, 硫酸铵的用量对 Fe 的浸出影响较小, 对 Ni、Co、Mn 的浸出率影响非常明显。综合考虑, 硫酸铵用量与矿料的质量比为 3:4。

2.2.2 焙烧温度对浸出率的影响

称取 8.00 g 矿料与 6.00 g 硫酸铵一起用水混合造球后放入马弗炉内进行焙烧实验, 焙烧时间为 90 min, 取出焙烧后的矿料用水对其浸出, 浸出温度为 100 ℃, 浸出时间为 60 min 时考察焙烧温度对 Ni、Co、Mn 和 Fe 浸出率的影响, 其结果如图 4 所示。

由图 4 可知, 在温度较低时对红土镍矿焙烧浸出后, 所有金属离子的浸出率都比较低, 这是由于低于 300 ℃ 时, 矿相基本没有变化, 矿石的结构较稳定, 与硫酸铵发生反应较少或速率较慢。当温度由 300 ℃ 升高到 400 ℃, 有价金属 Ni、Co、Mn 浸出率迅速增长, 由 48.51%、6.56%、28.21% 增加到 85.80%、75.41%、79.74%; 温度增加至 400 ℃ 以上, Ni 的浸出率最先开始下降然后 Co、Mn 的浸出率也在 500~600 ℃ 之间开始下降。温度升高到 600 ℃ 时, 有价金属 Ni、Co、Mn 的浸出率降到 60.34%、68.23%、67.34%。而 Fe

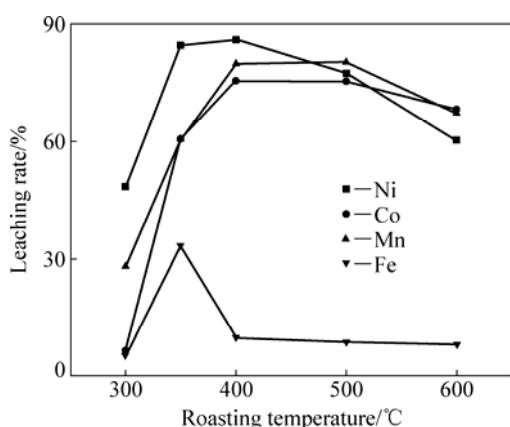


图4 焙烧温度对浸出率的影响

Fig. 4 Influence of roasting temperature on leaching rate

的浸出率在 350 °C 即达到最大值 33.45%，之后随着温度的升高迅速降低，当温度达到 400 °C 时，Fe 的浸出率降到 9.98%。这是由于红土镍矿与硫酸铵在较低温度焙烧时，Fe 生成可溶性的铵盐和硫酸盐，而在较高温度反应，热力学研究结果表明相应可溶性铁的铵盐和硫酸盐产物的产率较低，所以导致红土镍矿中的 Fe 的浸出率降低。综合考虑，最佳焙烧温度为 400 °C。

2.2.3 焙烧时间对浸出率的影响

称取 8.00 g 矿料与 6.00 g 硫酸铵一起用水混合造球后放入马弗炉内进行焙烧实验，焙烧温度为 400 °C，取出焙烧后的矿料用水对其浸出，浸出温度为 100 °C、浸出时间为 60 min 时考察焙烧时间对 Ni、Co、Mn、Fe 浸出率的影响，其结果如图 5 所示。

由图 5 可知，焙烧时间在 90 min 时目的矿物与硫酸铵的焙烧反应已基本完成，当焙烧时间由 30 min 增加到 90 min 时，矿物中有价金属的浸出率由 68.11%、60.56%、61.21% 增加到 90.80%、85.41%、86.74%。继续增加焙烧时间有价金属的浸出率基本不发生变

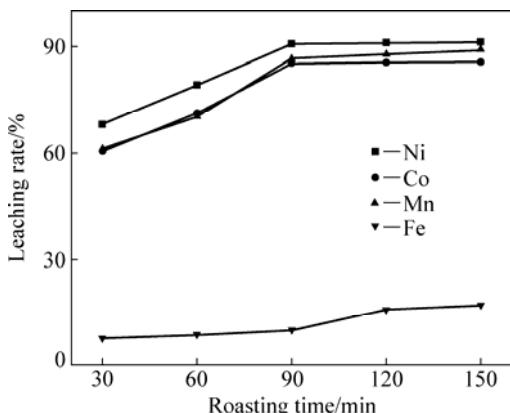


图5 焙烧时间对浸出率的影响

Fig. 5 Influence of roasting time on leaching rate

化，而 Fe 的浸出率却增大，由 9.98% 增加到 17.12%，这是由于 90 min 左右，容易反应的有价金属组分已基本反应完全，增加焙烧时间只会使镁铁矿等含铁组分的反应率增大，从而使铁转化为可溶性盐，所以焙烧时间由 90 min 增加到 120 min 时，Ni、Co、Mn 的浸出率基本保持不变，而 Fe 的浸出率有一定的提高。焙烧时间超过 120 min 以后，各金属浸出率都基本不变。因此，选取 90 min 为最佳低温焙烧时间。

2.3 硫酸铵焙烧机理分析

为了进一步对硫酸铵焙烧红土镍矿的机理进行研究，对硫酸铵焙烧后的矿物以及用水浸出后的矿渣进行 XRD 分析。

图 6 所示为 350 °C 焙烧硫酸铵产物的 XRD 谱。结合原矿的 XRD 谱可以发现，在较低温度时，虽然焙烧后的矿物出现新增加的衍射峰，但矿相变化并不明显。由分析结果可知，新增的矿相主要为 $(\text{NH}_4)_3\text{Fe}(\text{SO}_4)_3$ 和 $(\text{NH}_4)_2\text{Mg}_2(\text{SO}_4)_3$ ，但是峰值都较弱，不明显。

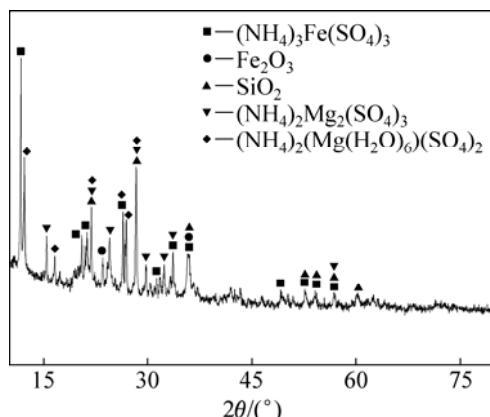


图6 350 °C焙烧后硫酸铵产物的XRD谱

Fig. 6 XRD pattern of products after being roasted at 350 °C by ammonium sulfate

图 7 所示为硫酸铵与红土镍矿在 400 °C 焙烧后的焙烧产物 XRD 谱。结合图 6 可知，随着温度的升高，矿物新生成产物的衍射峰明显增强，特别是新生成的 $(\text{NH}_4)_3\text{Fe}(\text{SO}_4)_3$ 和 $(\text{NH}_4)_2\text{Mg}_2(\text{SO}_4)_3$ ，其衍射峰强度的增加非常明显，说明原矿中的蛇纹石矿相大部分转化为铵盐的形式，同时，焙烧产物中 SiO_2 衍射峰明显增强，说明焙烧过程中可能有新的 SiO_2 从原矿中分解出来。根据焙烧后的产物和原矿的 XRD 谱还可以看出， Fe_2O_3 的矿相基本没有变化，Fe 的其他氧化物也变化不大，所以在用水浸出时，矿物中的大部分铁仍以氧化物的形式存在浸出渣中，实验中 Fe 的浸出率较低也

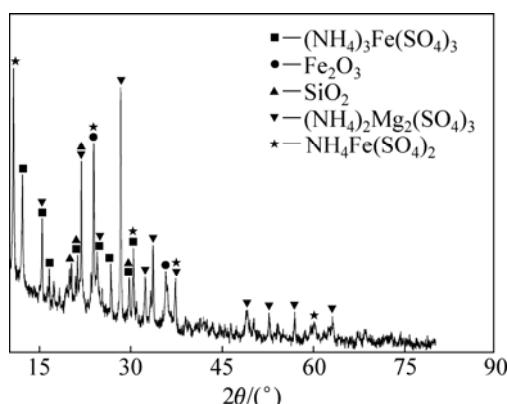


图 7 400 °C 焙烧后硫酸铵产物的 XRD 谱

Fig. 7 XRD pattern of products after being roasted at 400 °C by ammonium sulfate

验证了此结论。

图 8 所示为 500 °C 焙烧产物 XRD 谱。由图 8 可看出, 与较低温度焙烧相比, 500 °C 焙烧后的矿相发生了较大的变化, 较低温度生成的铵盐都发生分解, 生成硫酸镁和硫酸铁, 并产生 NH₃ 放出, 根据尾气回收液中氨的含量较高也验证了此结论, XRD 谱中硫酸镁矿相的衍射峰明显增多, 而且衍射强度大, 说明焙烧产物中有大量的硫酸镁矿相生成。而图 8 中 SiO₂ 出现新的特征衍射峰, 且强度都有一定程度的增加, 有研究表明^[22], 镁橄榄石在 570 °C 左右会发生脱羟基作用, 此处 SiO₂ 特征峰的变化可能说明硅酸盐矿相的结构已开始发生变化。

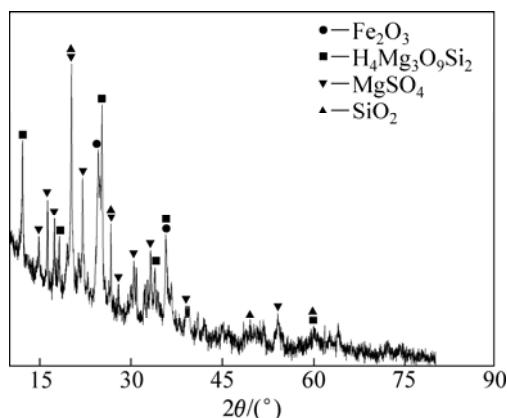


图 8 500 °C 焙烧后硫酸铵产物的 XRD 谱

Fig. 8 XRD pattern of products after being roasted at 500 °C by ammonium sulfate

3 结论

1) 红土镍矿硫酸铵焙烧-水浸出的试验结果表

明, 在矿料与硫酸铵质量比为 4:3、焙烧温度为 400 °C、焙烧时间 90 min 的工艺条件下, 有价金属 Ni、Co、Mn 的浸出率都很高, 分别为 90.8%、85.41%、86.74%, 而 Fe 的浸出率只有 9.98%, 达到了选择性浸出有价金属的效果。

2) 红土镍矿与硫酸铵焙烧过程主要是蛇纹石、镁铁矿与硫酸铵的反应, 在硫酸铵完全逸出之前, 随着温度的升高, 其选择性逐渐增大; 焙烧后, 目的金属以可溶性盐的形式存在, 参与反应的镁铁矿转化为硫酸铁铵, 而原矿中的铁的氧化物基本未发生反应。

REFERENCES

- [1] 李新海, 张琏鑫, 胡启阳, 王志兴. 相转变过程对红土镍矿氯化离析的影响[J]. 中国有色金属学报, 2011, 21(7): 1728–1733. LI Xin-hai, ZHANG Lian-xin, HU Qi-yang, WANG Zhi-xing. Effect of phase transformation on chloridizing segregation of laterite ores[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2011(7): 1728–1733.
- [2] 刘志国, 孙体昌, 高恩霞, 王晓平. 蛇纹石矿物的高温相变对红土镍矿直接还原的影响[J]. 中国有色金属学报, 2015, 25(5): 1332–1338. LIU Zhi-guo, SUN Ti-chang, GAO En-xia, WANG Xiao-ping. Effect of high-temperature phase transition of serpentine mineral on direct reduction roasting of laterite nickel ore[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2015, 25(5): 1332–1338.
- [3] LI J H, LI Y Y, GAO Y, ZHANG Y F, CHEN Z F. Chlorination roasting of laterite using salt chloride[J]. International Journal of Mineral Processing, 2016, 148(10): 23–31.
- [4] 李金辉, 李洋洋, 张云芳, 熊道陵, 郑顺. 红土镍矿盐酸浸出工艺及矿物溶解机理研究[J]. 矿冶工程, 2015, 35(4): 70–74. LI Jin-hui, LI Yang-yang, ZHANG Yun-fang, XIONG Dao-ling, ZHENG Shun. Hydrochloric acid leaching of laterite and mineral dissolution mechanism therein[J]. Mining And Metallurgical Engineering, 2015, 35(4): 70–74.
- [5] 李小明, 白涛涛, 赵俊学, 李文锋, 李志国, 崔雅茹. 红土镍矿冶炼工艺研究现状及进展[J]. 材料导报, 2014, 28(5): 112–116. LI Xiao-ming, BAI Tao-tao, ZHAO Jun-xue, LI Wen-feng, LI Zhi-guo, CUI Ya-ru. Status and progress of metallurgical technology on laterite nickel ore[J]. Materials Review, 2014, 28(5): 112–116.
- [6] 伍耀明. 硫酸常压强化浸出红土镍矿新工艺研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2014(1): 19–23. WU Yao-ming. New process of atmospheric pressure strengthening leaching for nickel laterite ore with vitriol[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2014(1): 19–23.

- [7] 马保中, 杨玮娇, 王成彦, 尹 飞, 陈永强. 红土镍矿湿法浸出工艺的进展[J]. 有色金属(冶炼部分), 2013(7): 1–8.
MA Bao-zhong, YANG Wei-jiao, WANG Cheng-yan, YIN Fei, CHEN Yong-qiang. Progresses of hydrometallurgy processes for nickel laterite ores[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2013(7): 1–8.
- [8] 赵景富, 孙 镇, 郑 鹏. 镍红土矿处理方法综述[J]. 有色矿冶, 2012, 28(6): 39–42.
ZHAO Jing-fu, SUN Zhen, ZHENG Peng. Review of nickel laterite ore processing method[J]. Non-Ferrous Mining and Metallurgy, 2012, 28(6): 39–42.
- [9] 李金辉, 李新海, 胡启阳, 王志兴, 周友元, 郑俊超, 伍 凌. 活化焙烧强化盐酸浸出红土矿的镍[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2010, 41(5): 1691–1697.
LI Jin-hui, LI Xin-hai, HU Qi-yang, WANG Zhi-xing, ZHOU You-yuan, ZHENG Jun-chao, WU Ling. Enhancement of nickel extraction from laterite in hydrochloride acid through activated roasting[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2010, 41(5): 1691–1697.
- [10] 孟 龙, 曲景奎, 谢克强, 张培育, 韩林芯, 郭 强, 齐 涛, 张国之. 采用阴离子膜电解法从红土镍矿常压浸出液中制备金属镍[J]. 中国有色金属学报, 2015, 25(4): 1093–1102.
MENG Long, QU Jing-kui, XIE Ke-qiang, ZHANG Pei-yu, HAN Lin-xin, GUO Qiang, QI Tao, ZHANG Guo-zhi. Preparation of Ni from nickel laterite leaching solution by anion membrane electrolysis method[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2015, 25(4): 1093–1102.
- [11] 郭学益, 李 栋, 田庆华, 石文堂. 硫酸熟化-焙烧法从镍红土矿中回收镍和钴动力学研究[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2012, 43(4): 1222–1226.
GUO Xue-yi, LI Dong, TIAN Qing-hua, SHI Wen-tang. Kinetics of sulfation-roasting of nickel laterite for recovery of nickel and cobalt[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2012, 43(4): 1222–1226.
- [12] 石剑锋, 王志兴, 胡启阳, 郭华军, 李新海, 彭文杰. 硫酸氢铵硫酸化焙烧法红土镍矿提取镍钴[J]. 中国有色金属学报, 2013, 23(2): 510–515.
SHI Jian-feng, WANG Zhi-xing, HU Qi-yang, GUO Hua-jun, LI Xin-hai, PENG Wen-jie. Recovery of nickel and cobalt from nickel laterite ore by sulfation roasting method using ammonium bisulfate[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2013, 23(2): 510–515.
- [13] LIU X W, FENG Y L, LI H R, YANG Z C, CAI Z L. Recovery of valuable metals from a low-grade nickel ore using an ammonium sulfate roasting-leaching process[J]. International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials, 2012, 19(5): 377–383.
- [14] KAR B B, SWAMY Y V. Some aspects of nickel extraction from chromitiferous overburden by sulphatization roasting[J]. Minerals Engineering, 2000, 13(14): 1635–1640.
- [15] 彭 兵, 李燕春, 柴立元, 刘 恢, 闵小波, 胡 明, 袁莹珍, 雷 杰, 彭 宁. 锌浸渣硫酸铵焙烧-选择性浸出回收锌[J]. 中国有色金属学报, 2015, 25(9): 2596–2603.
PENG Bing, LI Yan-chun, CHAI Li-yuan, LIU Hui, MIN Xiao-bo, HU Ming, YUAN Ying-zhen, LEI Jie, PENG Ning. Recovery of zinc from zinc leaching residue by ammonia sulfate roasting-selective leaching[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2015, 25(9): 2596–2603.
- [16] 冯 强, 崔雯雯, 张 盈, 郑诗礼, 魏 超, 樊 刚, 张 麟. 硫酸铵焙烧与浸出提取碳素铬铁冶炼渣中有价金属[J]. 过程工程学报, 2014, 14(4): 573–579.
FENG Qiang, CUI Wen-wen, ZHANG Ying, ZHENG Shi-li, WEI Chang, FAN Gang, ZHANG Yi. Extraction of valuable metals from smelting slag of carbon ferrochrome by $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ roasting and leaching[J]. The Chinese Journal of Process Engineering, 2014, 14(4): 573–579.
- [17] ZHU De-qing, CUI Yu, HAPUGODA S, VINING K, PAN J. Mineralogy and crystal chemistry of a low grade nickel laterite ore[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2012, 22(4): 907–916.
- [18] 刘科伟, 陈天朗. 硫酸铵的热分解[J]. 化学研究与应用, 2002, 14(6): 737–738.
LIU Ke-wei, CHEN Tian-lang. Studies on the thermal decomposition of ammonium sulfate[J]. Chemical Research and Application, 2002, 14(6): 737–738.
- [19] 范芸珠, 曹发海. 硫酸铵热分解反应动力学研究[J]. 高校化学工程学报, 2011, 25(2): 341–346.
FAN Yun-zhu, CAO Fa-hai. Thermal decomposition kinetics of ammonium sulfate[J]. Journal of Chemical Engineering of Chinese Universities, 2011, 25(2): 341–346.
- [20] 叶大伦, 胡建华. 实用无机物热力学数据手册[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2002.
YE Da-lun, HU Jian-hua. Practical inorganic thermodynamic data sheet[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2002.
- [21] 林传仙, 白正华, 张哲儒. 矿物及有关化合物热力学数据手册[M]. 北京: 科学出版社, 1985.
LIN Chuan-xian, BAI Zheng-hua, ZHANG Zhe-ru. Minerals and related compounds thermodynamic data sheet[M]. Beijing: Science Press, 1985.
- [22] LI Jin-hui, LI Xin-hai, HU Qi-yang. Effect of pre-roasting on leaching of laterite[J]. Hydrometallurgy, 2009, 99(1): 84–88.

Roasting process of nickel laterite using ammonium sulfate

ZHANG Yun-fang¹, LI Jin-hui¹, GAO Yan², CHEN Zhi-feng¹, LIAO Chun-fa¹

(1. School of Metallurgy and Chemical Engineering, Jiangxi University of Science and Technology, Ganzhou 341000, China;

2. Henan Institute of Metallurgy Co., Ltd., Zhengzhou 450053, China)

Abstract: Aimed at the shortages of traditional sulfation roasting process, such as high energy consumption and equipment corrosion, the method of ammonium sulfate roasting-water leaching for nickel laterite was applied. The parameters in roasting procedure such as ammonium sulfate dosage, roasting temperature and roasting time were studied. The process of ammonium sulfate roasting was analyzed in thermodynamics to illustrate the effect of roasting temperature. The results indicate that the recovery rates of Ni, Co and Mn are 90.8%, 85.41% and 86.74%, respectively, and Fe dissolution is only 9.98%. Higher roasting temperature boosts the reaction of ammonium sulfate and serpentine ore much more rather than magnesioferrite, which inhibits the sulfation of Fe from magnesioferrite. In roasting products, objective metals exist in the form of sulfate, which can be leached into the aqueous phase while the iron exists mainly in the form of water-insoluble oxide.

Key words: nickel laterite ore; ammonium sulfate; roasting; thermodynamics

Foundation item: Project(2015M582045) supported by China Postdoctoral Science Foundation; Project(2016ACG70010) supported by Jiangxi Province Key Research Development Program of Science and Technology Commission of Jiangxi Province, China; Project(2015980256) supported by the Postdoctoral Foundation of Jiangxi University of Science and Technology, China

Received date: 2015-12-04; **Accepted date:** 2016-04-28

Corresponding author: LI Jin-hui; Tel: +86-797-8312431; E-mail: jinhili@jxust.edu.cn

(编辑 龙怀中)