

## 氰化尾渣还原焙烧酸浸提铁及氰化浸金新工艺

郑雅杰, 龚 昶, 孙召明

(中南大学 冶金与环境学院, 长沙 410083)

**摘 要:** 以氰化尾渣为原料, 采用还原焙烧酸浸工艺对其进行处理。当还原温度为 850 °C、加入煤粉质量为氰化尾渣质量的 13%、还原时间为 100 min 时, 对氰化尾渣进行还原, 氰化尾渣中  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  转化为  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  或  $\text{FeO}$ 。还原后采用硫酸浸出, 当硫酸浓度为 50%、硫酸用量系数为 1.2、反应温度为 105 °C、反应时间为 3 h 时, 铁的浸出率达到 93.66%。还原焙烧渣在 600 °C 氧化焙烧 2 h 经过脱碳后氰化浸金, 当氰化钠用量为 4 kg/t、反应时间为 28 h、液固比为 2:1 时, 金的浸出率达到 92.4%。经过还原焙烧、硫酸浸出、氧化焙烧及氰化浸金, 氰化尾渣渣量减少了 38.8%。

**关键词:** 氰化尾渣; 还原焙烧; 硫酸浸出; 氰化法; 金

**中图分类号:** TF803.21

**文献标志码:** A

## New technology of iron extraction and gold recovery from cyanide tailings by cyanide process after reduction roasting and acid leaching

ZHENG Ya-jie, GONG Chang, SUN Zhao-ming

(School of Metallurgy and Environment, Central South University, Changsha 410083)

**Abstract:** The cyanide tailings were treated by reduction roasting and acid leaching. The cyanide tailings were reduced under conditions of reduction temperature 850 °C, the mass ratio of pulverized coal to cyanide tailings 13% and reduction time 100 min.  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  in the cyanide tailings is turned into  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  or  $\text{FeO}$ . The reduced cyanide tailings were leached by sulfuric acid under conditions of a concentration of sulfuric acid 50%, the sulfuric acid dosage coefficient 1.2, leaching temperature 105 °C and leaching time 3 h. The leaching rate of Fe is 93.66%. The leaching rate of Au is 92.4% under conditions of sodium cyanide dosage 4 kg/t, leaching time 28 h, the ratio of liquid to solid 2:1 after acidic residue is roasted at 600 °C for 2 h to remove carbon. The mass of cyanide tailings decreases by 38.8% after reduction roasting, sulfuric acid leaching, oxidizing roasting and cyanide leaching.

**Key words:** cyanide tailings; reduction roasting; sulfuric acid leaching; cyanide process; gold

氰化尾渣是黄金冶炼中氰化法提金工艺过程产生的废渣<sup>[1-2]</sup>, 渣中含有一定量的金及其他有价金属<sup>[3]</sup>。目前, 我国黄金冶炼企业排放的氰化尾渣中铁含量为 20%~40%, 主要以赤铁矿的形式存在, 金含量为 2~10 g/t, 其赋存状态主要以包裹金为主<sup>[4-7]</sup>。近年来, 随着难浸金矿的增加, 氰化法已被广泛采用, 相应的氰化尾渣的大量排放占用大量的土地, 同时严重影响环境及浪费矿产资源, 因此, 将氰化尾渣进行二次回收利用, 可以给企业和社会带来良好的经济效益和环境效益。综合回收氰化尾渣中有价金属的主要方法有浮选

法<sup>[8-9]</sup>和磁选法<sup>[10-12]</sup>等。浮选法是利用浮选药剂使金、银等有价金属的品位富集到可以提取的程度, 然后采用提取工艺进行提取, 目前该法能有效用于处理氰化尾渣中的黄铁矿和黄铜矿, 但还未能有效用于处理赤铁矿; 磁选法主要是采用焙烧还原使得氰化尾渣中的赤铁矿转化为磁铁矿, 再通过磁选回收铁精矿, ZHANG 等<sup>[10]</sup>通过对该法进行改进, 获得了铁品位为 59.11%、回收率为 76.12%的铁精矿, 其优点在于得到的铁精矿品位较高, 实现了铁与部分杂质矿物铝、硅的分离, 缺点在于铁的回收率不高, 并且不能有效地

基金项目: 新疆有色基金资助项目(XJYS20121205)

收稿日期: 2013-12-12; 修订日期: 2014-03-26

通信作者: 郑雅杰, 教授, 博士; 电话: 0731-88836285; E-mail: zyj@csu.edu.cn

分离铁相中包裹的金，使得这部分金很难被回收。

本文作者通过还原焙烧酸浸工艺对氰化尾渣进行处理，有效地浸出了氰化尾渣中的有价金属铁，铁的浸出率达到 93.66%，得到的硫酸铁酸浸液可用于制取氧化铁红、聚合硫酸铁、绿矾和铁黄等<sup>[13-18]</sup>。采用该工艺能使氰化尾渣中的金得到充分分解离，采用常规氰化法处理酸浸后渣，金的浸出率达到 92.4%。经过上述处理后，氰化尾渣的质量减少了 38.8%，为氰化尾渣中有价金属的综合回收利用及减少氰化尾渣的排放提供了一条可行途径。

1 实验

1.1 实验原料

氰化尾渣取自新疆某黄金冶炼厂，呈粒度极细小的红褐色粉末状，化学分析得其铁含量为 9.55%，金含量为 5.6 g/t。X 荧光光谱半定量分析其主要元素含量如表 1 所列。

表 1 氰化尾渣中主要元素含量

Table 1 Main chemical components of cyanide tailings (mass fraction, %)

| O    | Fe    | Si    | Al   | Ca   | Na   | S    | K    | As    | Cu    | Others |
|------|-------|-------|------|------|------|------|------|-------|-------|--------|
| 38.4 | 28.73 | 18.61 | 5.08 | 1.71 | 1.35 | 1.34 | 1.24 | 0.886 | 0.209 | 2.445  |

由表 1 可知，氰化尾渣中含量较多的元素为 O、Fe、Si 和 Al，还含有一定量的 As 和 Cu。

对氰化尾渣中铁的物相进行分析，结果表明矿样中铁主要以两种形式产出：一是赋存在磁性铁矿物(包括磁铁矿和假象赤铁矿)中，其分布率为 13.87%；二是呈高价氧化铁存在于赤(褐)铁矿中，所占比例为 83.18%。对氰化尾渣进行扫描电镜分析，其结果如图 1 所示。

由图 1 可知，部分微细粒赤铁矿(H)呈单体产出，其余部分则以各种形式与脉石镶嵌构成不同比例的连生体，相互之间的接触界线多呈不平直的锯齿状或港湾状，少数可呈浸染状包裹在脉石中而构成较为复杂的交生关系，图 1(a)显示部分赤铁矿(H)呈单体产出，部分沿脉石(G)边缘嵌布；图 1(b)显示不规则状脉石(G)沿赤铁矿(H)边缘毗连镶嵌；图 1(c)显示不规则状赤铁矿(H)与脉石(G)镶嵌，构成极为复杂的交生关系。

煤粉为无烟煤，使用前先经干燥、磨细后通过孔径为 0.55 mm 的筛子，其成分分析结果如表 2 所列。

由表 2 可知，该无烟煤灰分含量为 8.3%，挥发分

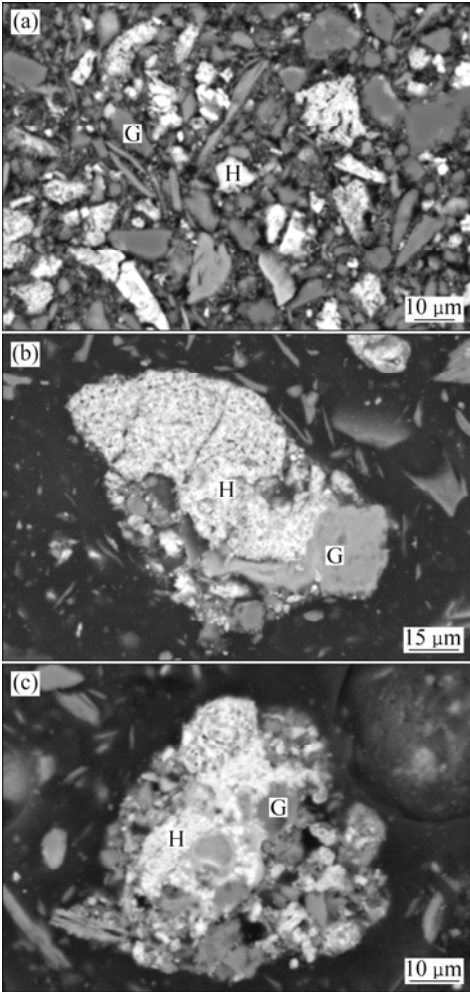


图 1 氰化尾渣的 SEM 像

Fig. 1 SEM images of cyanide tailings (H—Hematite; G—Gangue): (a) Evenly dispersed solids; (b) Single block solid; (c) Single cellular solids

表 2 无烟煤工业分析结果

Table 2 Analysis results of industrial anthracite (mass fraction, %)

| Ash | Vdaf | C    |
|-----|------|------|
| 8.3 | 11.1 | 80.6 |

含量为 11.1%，碳含量为 80.6%。

1.2 实验步骤及工艺流程

称取一定量烘干后的氰化尾渣与煤粉以分层方式放入刚玉坩埚中，在马弗炉中还原焙烧，还原焙烧样经过自然冷却后进行硫酸浸出，硫酸浸出后用水洗涤滤渣，将酸浸后渣在 600 ℃下氧化焙烧 2 h 脱碳，将除碳后渣球磨至 92.13%通过孔径为 0.048 mm 筛后，采用氰化法浸出金。其工艺流程图如图 2 所示。

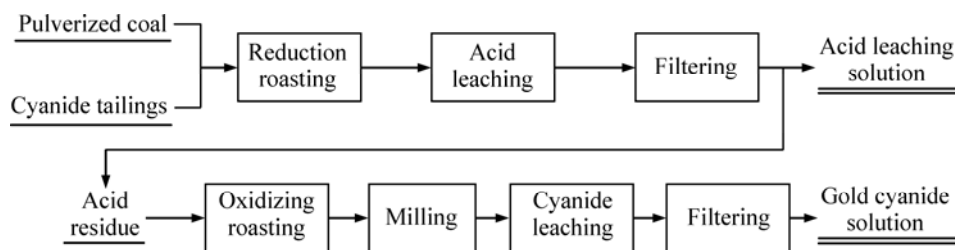


图 2 氰化尾渣还原酸浸-氰化法回收金工艺流程

Fig. 2 Flow chart of gold recovery from cyanide tailings by cyanide process after reduction roasting and acid leaching

### 1.3 分析方法

采用电感耦合等离子光谱仪(Intrepid II XSP)分析浸液中金; 采用日本 Rint-2000 型 X 射线衍射仪分析部分固体物质的物相; 采用扫描电镜(SEM)对部分固体产物的形貌进行表征。

### 1.4 计算

硫酸浸出时, 氰化尾渣中铁以  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  计, 渣中  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  完全浸出时所需要的硫酸用量为理论硫酸用量时, 硫酸用量系数记为 1。亚铁浸出率为浸出液中亚铁物质的量与实验所取氰化尾渣中总铁物质的量的比。总铁浸出率为浸出液中总铁物质的量与实验所取氰化尾渣中总铁物质的量的比。

## 2 结果与讨论

### 2.1 还原温度对铁浸出率的影响

有研究表明,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  与硫酸反应的活性高于  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  与硫酸反应的活性<sup>[19-20]</sup>, 为了提高铁的浸出率, 采用煤粉还原氰化尾渣后硫酸浸出, 煤粉还原铁氧化物为间接还原反应, 采用分层方式有利于  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  的还原<sup>[21]</sup>。

取 200 g 氰化尾渣与占其质量 20% 的煤粉(40 g)以分层装料方式装入刚玉坩埚中焙烧 70 min, 冷却后进行硫酸浸出, 硫酸浸出条件如下: 反应温度为 105  $^{\circ}\text{C}$ , 反应时间为 3 h, 硫酸用量系数为 1.2, 硫酸浓度为 50%。分层装料方式示意图如图 3 所示, 温度对  $\text{Fe}^{2+}$  及总铁浸出率的影响如图 4 所示, 还原产物的 XRD 谱如图 5 所示。

由图 4 可知,  $\text{Fe}^{2+}$  浸出率及总铁浸出率均随着温度的升高而增大, 说明温度升高有利于还原反应的进行, 当温度从 650  $^{\circ}\text{C}$  升高到 700  $^{\circ}\text{C}$  时, 总铁浸出率由 65.9% 增加到 81.03%,  $\text{Fe}^{2+}$  浸出率由 17.6% 增加到 26.1%。继续升高温度至 850  $^{\circ}\text{C}$  时, 总铁浸出率为 82.1%, 增长幅度较小,  $\text{Fe}^{2+}$  浸出率为 67.3%。通过计

算可知, 硫酸浸出  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  后浸出液中  $\text{Fe}^{2+}$  与总铁的物质的量的比为 1:3, 当还原温度为 850  $^{\circ}\text{C}$  时, 酸浸液中  $\text{Fe}^{2+}$  与总铁物质的量的比超过 1:3, 说明  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  还原为  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  后, 又进一步还原为  $\text{FeO}$ 。因此, 适宜的还原温度为 700  $^{\circ}\text{C}$ , 此时,  $\text{Fe}^{2+}$  和总铁的浸出率分别为 26.66% 和 81.03%。同样条件下, 不经过还原反应, 硫酸直接酸浸氰化尾渣, 总铁浸出率仅为 46%, 这是由于  $\text{Fe}_2\text{O}_3$

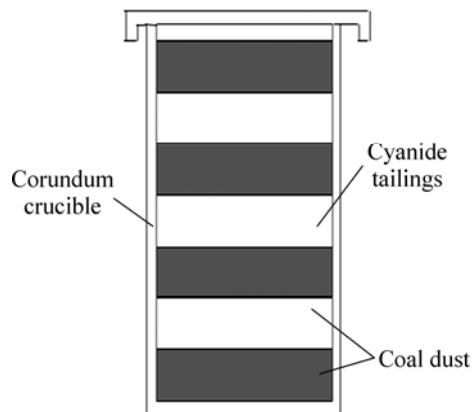


图 3 分层装料示意图

Fig. 3 Schematic diagram of layer filling

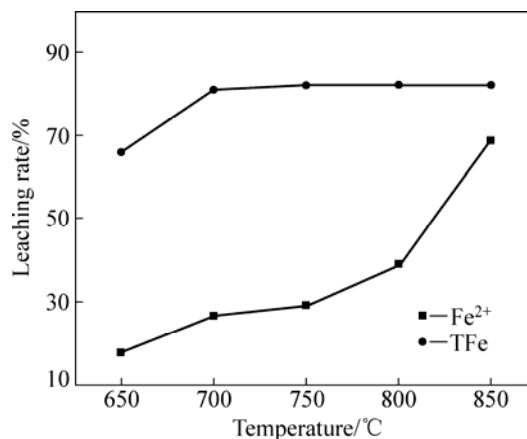


图 4 还原温度对  $\text{Fe}^{2+}$  和总铁浸出率的影响

Fig. 4 Effect of reduction temperature on leaching rate of  $\text{Fe}^{2+}$  and total iron

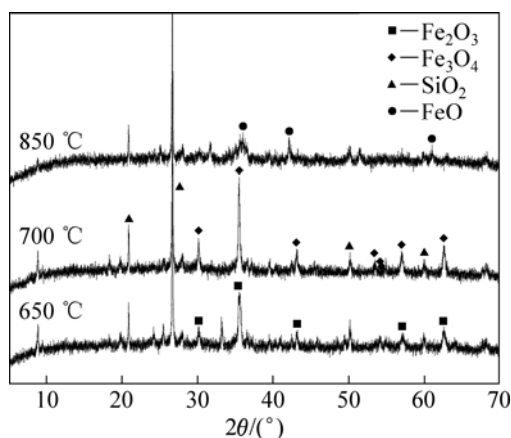
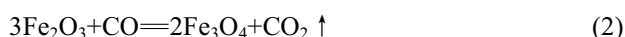


图 5 不同还原温度下还原产物的 XRD 谱

**Fig. 5** XRD patterns of reduction products at different reduction temperatures

与硫酸反应的活性较低, 加之氧化尾渣中赤铁矿与脉石呈浸染包裹、镶嵌等复杂关系, 更加影响了铁的浸出率。

由图 5 可知, 还原温度为 650 °C 时, 还原渣主要含有磁铁矿、赤铁矿和硅酸盐, 说明  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  未被充分还原; 还原温度为 700 °C 时, 还原渣主要含有硅酸盐和磁铁矿; 还原温度为 850 °C 时, 还原渣主要含有硅酸盐和  $\text{FeO}$ 。还原时发生的主要反应方程式如下:



各种铁氧化物还原反应的气相组成和温度的关系, 如图 6 所示, 根据反应(3)计算可得体系平衡图如图 7 所示<sup>[21-22]</sup>。

由图 6 可知,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  很容易被还原为  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , 即间接还原反应在很低的  $\text{CO}$  浓度下已可进行。由图 7 可知, 温度为 500 °C 时, 碳气化反应的平衡气相组成中便存在  $\text{CO}$ , 因此仅从热力学上分析, 500 °C 时, 便可使  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  还原, 上述实验结果表明, 200 g 氧化尾渣在 650 °C 下还原 70 min 后, 依然有  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  未被还原, 这是因为反应还必须考虑反应动力学即反应速度问题, 而提高温度有利于加快反应速度, 因此, 实际适宜的还原温度要高于 500 °C。经过还原,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  转化为  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , 有利于硫酸浸出, 因此, 还原后铁的浸出率远远高于未还原时铁的浸出率, 其主要浸出反应方程式如下:

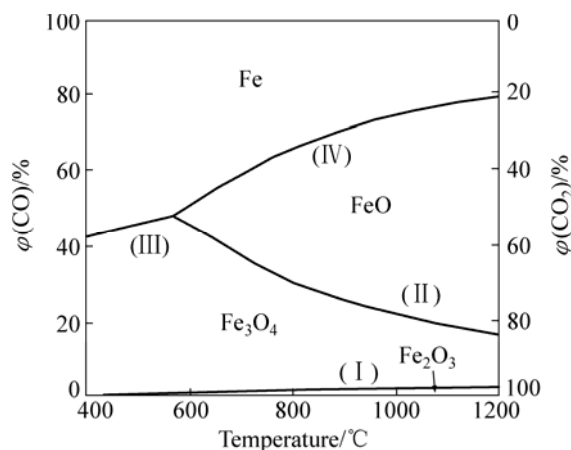
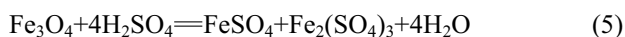
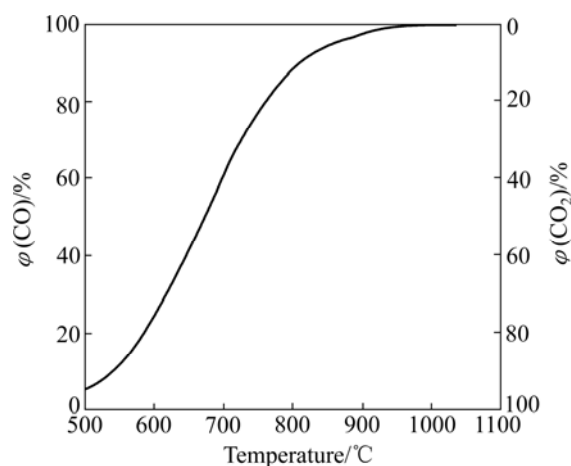


图 6 CO 还原铁氧化物平衡曲线

**Fig. 6** Equilibrium curves of iron oxide reduced by CO

图 7 压力为  $1.013 \times 10^5$  Pa 时碳气化反应的平衡曲线

**Fig. 7** Equilibrium curve of carbon gasification products at  $1.013 \times 10^5$  Pa

## 2.2 还原时间对铁浸出率的影响

确定装料方式为分层装料, 还原温度为 700 °C, 其他条件不变, 还原时间对  $\text{Fe}^{2+}$  及总铁浸出率的影响结果如图 8 所示, 还原产物的 XRD 谱如图 9 所示。

由图 8 可知,  $\text{Fe}^{2+}$  及总铁浸出率随着焙烧还原时间的增加而增大, 说明延长还原时间有利于还原反应的进行, 当还原时间从 30 min 增加到 70 min 时, 总铁浸出率从 43.87% 增加到 81.03%,  $\text{Fe}^{2+}$  浸出率由 11.2% 增加到 26.1%。继续延长时间至 90 min 时, 总铁浸出率为 81.43%, 增长幅度较小,  $\text{Fe}^{2+}$  浸出率为 29.6%。因此, 适宜的还原时间为 70 min, 此时,  $\text{Fe}^{2+}$  和总铁的浸出率分别为 26.66% 和 81.03%。

由图 9 可知, 焙烧时间为 30 min 时, 还原渣主要含有硅酸盐、磁铁矿和赤铁矿, 说明  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  未被充分还原; 还原时间为 70 min 时, 还原渣主要含有硅酸盐和磁铁矿。

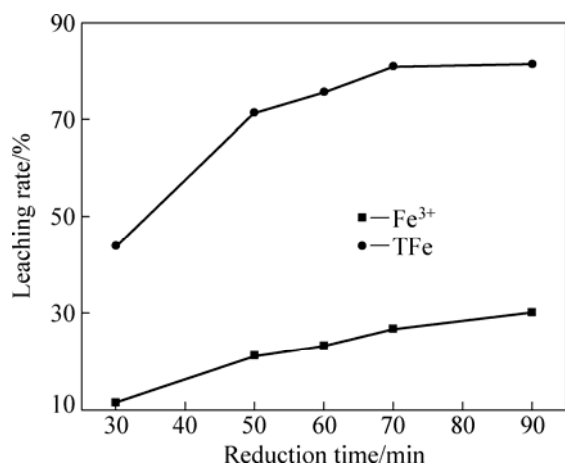


图 8 还原时间对  $\text{Fe}^{2+}$  和总铁浸出率的影响

Fig. 8 Effect of reduction time on leaching rate of  $\text{Fe}^{2+}$  and total iron

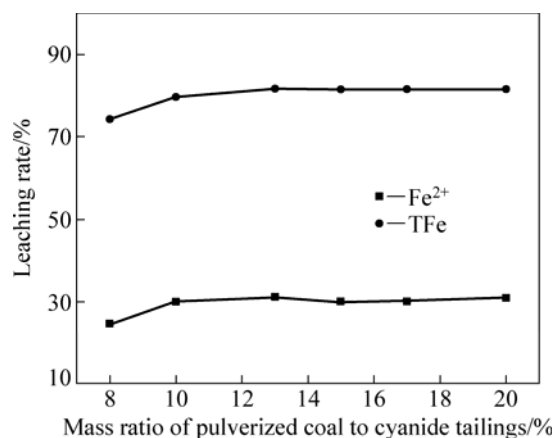


图 10 煤粉用量对亚铁和总铁浸出率的影响

Fig. 10 Effect of mass ratio of coal powders to cyanide tailings on leaching rate of  $\text{Fe}^{2+}$  and total iron

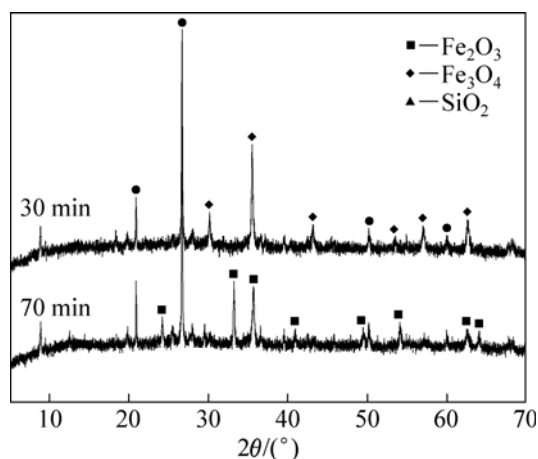


图 9 不同还原时间下还原产物的 XRD 谱

Fig. 9 XRD patterns of reduction products at different reduction times

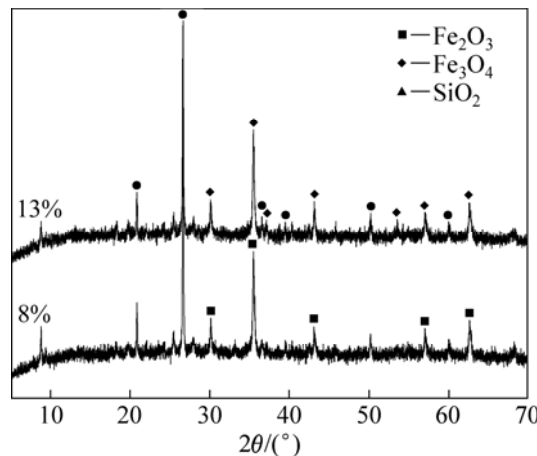


图 11 不同煤粉用量下还原产物的 XRD 谱

Fig. 11 XRD patterns of reduction products at different mass ratios of coal powders to cyanide tailings

### 2.3 煤粉用量对铁浸出率的影响

确定装料方式为分层装料, 焙烧温度为  $700\text{ }^{\circ}\text{C}$ , 还原时间为  $70\text{ min}$ , 其他条件不变, 煤粉用量对  $\text{Fe}^{2+}$  及总铁浸出率的影响结果如图 10 所示, 还原产物的 XRD 谱如图 11 所示。

由图 10 可知, 当煤粉用量从 8% 增加到 13% 时,  $\text{Fe}^{2+}$  浸出率从 24.67% 增加到 31.11%; 继续增加煤粉用量对亚铁浸出率影响很小, 总铁浸出率从 74.23% 增加到 81.59%。继续增加煤粉至 20% 时, 总铁浸出率为 81.47%,  $\text{Fe}^{2+}$  浸出率未继续增加。因此, 适宜煤粉加入量为 13%, 此时  $\text{Fe}^{2+}$  和总铁的浸出率分别为 31.11% 和 81.59%。

出现这种现象是因为当煤粉适当增加时, 体系中

CO 浓度增加, 从而促进了间接还原反应发生, 当煤粉的用量使得体系中 CO 浓度饱和, 继续增加煤粉的量, 并不能促使反应(3)向右进行, 从而对间接还原反应的影响较小, 由上述结果可知, 适宜的煤粉用量为 13% 时,  $\text{Fe}^{2+}$  和总铁的浸出率分别为 31.11% 和 81.59%。

由图 11 可知, 煤粉用量为 8% 时, 还原渣主要含有硅酸盐、磁铁矿和赤铁矿,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  未被充分还原; 煤粉用量为 13% 时, 还原渣主要含有硅酸盐和磁铁矿。

上述结果表明, 当氰化尾渣为  $200\text{ g}$  时, 还原条件如下: 还原温度  $700\text{ }^{\circ}\text{C}$ , 还原时间  $70\text{ min}$ , 煤粉加入量 13%。而在该还原条件取  $2\text{ kg}$  氰化尾渣进行放大实验, 结果发现还原不彻底, 有部分渣仍为红色, 将还原渣进行硫酸浸出, 亚铁浸出率为 28.36%, 总铁浸

出率仅为 76.2%，这是因为反应过程中 CO 的主要来源途径有两种：1) C 与空气反应生成 CO；2)间接还原反应生成的 CO<sub>2</sub> 与 C 反应生成 CO。而放大实验中物料较厚，内部空气少，与 C 反应不能生成足够的 CO，影响了间接还原反应刚开始时的速率。升温不但有利于加快还原反应及 C 气化反应的速度，而且当温度升高至 850 ℃时少部分 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 可与 C 发生直接还原反应生成 CO，从而可促使间接还原反应的进行。因此，放大实验中提高还原温度至 850 ℃，延长还原时间至 100 min，其他条件不变，还原后得到的还原渣有 80.13%能通过孔径为 0.55 mm 的筛子，96%能通过孔径为 1.70 mm 的筛子，其余为疏松块状体，粒径为 2.0~6.0 mm，将还原渣进行硫酸浸出，此时 Fe<sup>2+</sup>和总铁浸出率分别为 45.39%和 93.66%，取其浸出渣烘干得 1334 g，渣量减少了 33.3%，取其浸出液分析，结果如表 3 所列，放大实验还原后产物的 XRD 和 SEM 谱分别如图 12 和图 13 所示。

表 3 浸出液主要成分

| Table 3 Main chemical components of leaching solution (g/L) |                  |       |     |     |      |      |                                |
|-------------------------------------------------------------|------------------|-------|-----|-----|------|------|--------------------------------|
| Fe <sup>2+</sup>                                            | Fe <sup>3+</sup> | TFe   | Al  | Ca  | Na   | K    | H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> |
| 43.37                                                       | 51.15            | 94.52 | 2.6 | 2.1 | 1.16 | 1.03 | 31.36                          |

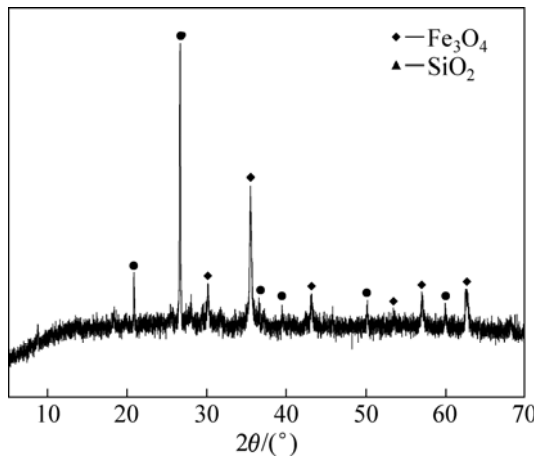


图 12 放大实验中还原产物的 XRD 谱

Fig. 12 XRD pattern of reduction product in scale-up experiment

由表 3 可知，浸出液主要成分为 Fe<sup>2+</sup>和 Fe<sup>3+</sup>，可用于制备氧化铁红、聚合硫酸铁、绿矾和铁黄等<sup>[14-18]</sup>。由图 12 可知，还原渣中主要含有硅酸盐和磁铁矿，说明 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 已被还原。由图 13 可知，放大实验后，还原产物表面为无规则片状体。

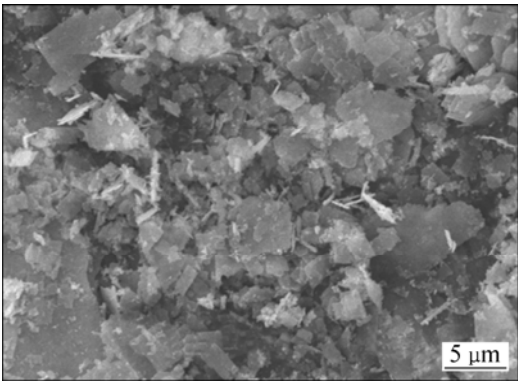


图 13 放大实验中还原产物的 SEM 像

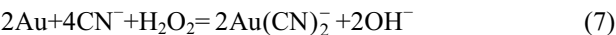
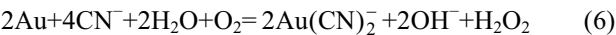
Fig. 13 SEM image of reduction product in scale-up experiment

2.4 酸浸渣氰化浸金

经分析酸浸渣中 Au 含量为 9.18 g/t，由于 C 对金具有强烈的吸附作用<sup>[23]</sup>，因此，氰化浸金前，需对放大实验得到酸浸渣进行氧化焙烧除 C，除碳条件为氧化温度 600 ℃，时间 60 min，焙烧时每 30 min 取出翻样一次，煤粉除尽后，质量又减少了 8.2%，为 1224.6 g，相比于原料氧化尾渣质量减少了 38.8%。

将除碳后渣球磨至 92.13%通过孔径为 0.048 mm 的筛子后进行氰化浸出，采用 CaO 调节 pH 至 1~10 之间，搅拌状态下鼓空气反应，利用 L<sub>9</sub>(3<sup>4</sup>)正交表考察液固比、NaCN 用量及反应时间在因素区间内对金浸出率的影响规律。正交实验结果如表 4 所列。

正交实验结果表明，延长反应时间有利于提高浸出率，因此，28 h 为适宜条件，NaCN 用量对金的浸出率影响不大，是因为渣中金的品位较低，NaCN 用量已经足够，但是氰化浸金时，NaCN 浓度需要大于 0.1%，否则，将影响金的浸出率，因此选用 NaCN 用量为 4 kg/t。液固比对浸金效果影响很小，因此，选择液固比 2:1 为适宜液固比。氰化浸出反应方程式如下：



由反应式(6)可知，反应过程中需要氧化作用，因此鼓入空气有助于金的浸出；由反应式(7)可知，增加 OH<sup>-</sup>浓度会抑制金的浸出，但由于氰化钠在 pH 值小于 10 时易挥发，因此，实验时调节反应 pH 值为 10.5。根据正交实验条件，当反应时间为 28 h、液固比

为 2:1、NaCN 用量为 4 kg/t、pH 值为 10.5 时，称取 500 g 酸浸脱碳后渣及氰化尾渣进行氰化浸金对比实验，实验结果如表 5 所列。

表 4 氰化浸金  $L_9(3^4)$  正交实验条件与结果

Table 4 Conditions and results of orthogonal experiments of leaching Au ( $L_9(3^4)$ )

| Experiment No.  | Time/h | Dosage of sodium cyanide/<br>( $\text{kg}\cdot\text{t}^{-1}$ ) | Ratio of liquid to solid | Leaching rate of Au/% |
|-----------------|--------|----------------------------------------------------------------|--------------------------|-----------------------|
| 1               | 20     | 4                                                              | 3:1                      | 83.43                 |
| 2               | 20     | 5                                                              | 2:1                      | 84.91                 |
| 3               | 20     | 6                                                              | 2.5:1                    | 83.61                 |
| 4               | 24     | 4                                                              | 2:1                      | 86.00                 |
| 5               | 24     | 5                                                              | 2.5:1                    | 83.40                 |
| 6               | 24     | 6                                                              | 3:1                      | 86.80                 |
| 7               | 28     | 4                                                              | 2.5:1                    | 90.60                 |
| 8               | 28     | 5                                                              | 3:1                      | 89.52                 |
| 9               | 28     | 6                                                              | 2:1                      | 89.26                 |
| K1              | 251.95 | 260.03                                                         | 260.17                   |                       |
| K2              | 256.20 | 257.83                                                         | 257.61                   |                       |
| K3              | 269.38 | 259.67                                                         | 259.75                   |                       |
| $\overline{K1}$ | 83.98  | 86.68                                                          | 86.72                    | 777.53                |
| $\overline{K2}$ | 85.40  | 85.94                                                          | 85.87                    |                       |
| $\overline{K3}$ | 89.79  | 86.56                                                          | 86.58                    |                       |
| R               | 17.43  | 2.20                                                           | 2.56                     |                       |

表 5 氰化浸金实验结果

Table 5 Results of leaching Au by cyanide process

| Raw material                               | Volume of leaching solution/mL | Concentration of Au/<br>( $\text{mg}\cdot\text{L}^{-1}$ ) | Leaching rate of Au /% |
|--------------------------------------------|--------------------------------|-----------------------------------------------------------|------------------------|
| Residue after leaching and removing carbon | 279                            | 1.656                                                     | 92.4                   |
| Cyanide tailings                           | 263                            | 0.2                                                       | 19                     |

由表 5 可知，酸浸脱碳后，渣中金的浸出率为 92.4%，氰化尾渣直接浸金中金的浸出率仅为 19%。这是因为采用还原酸浸处理氰化尾渣后，破坏了铁氧化物与脉石等的浸染包裹和镶嵌等复杂关系，从而使氰化尾渣中的金得到解离，大大提高了金的浸出率，说明还原焙烧酸浸工艺有利于氰化尾渣中金的解离与回收。该工艺为氰化尾渣资源化利用提供了可行的参考，对保护环境具有重要意义。

### 3 结论

1) 采用煤粉还原氰化尾渣的适宜条件如下：煤粉用量为 13%，还原温度为 700 ℃，还原时间为 70 min。还原时，随着氰化尾渣用量的增加，还原时间需要延长，还原温度需要升高到 850 ℃。

2) 当硫酸用量系数为 1.2、硫酸浓度为 50%、浸出温度为 105 ℃、浸出时间为 180 min 时，硫酸浸出氰化尾渣总铁浸出率仅为 46.00%，在相同条件下，硫酸浸出还原后氰化尾渣，总铁浸出率达到 93.66%。

3) 酸浸渣经氧化焙烧脱碳球磨后氰化浸出，当 pH 值为 10.5、NaCN 用量为 4 kg/t、液固比为 2:1、浸出时间为 28 h 时，金的浸出率达到 92.4%，整个工艺使得氰化尾渣的质量减少了 38.8%。

### REFERENCES

[1] ZHANG Ya-li, LI Huai-mei, YU Xian-jin. Recovery of iron from cyanide tailings with reduction roasting–water leaching followed by magnetic separation[J]. Journal of Hazardous Materials, 2012, 213: 167–174.

[2] 楚宪峰, 朱磊, 吴向阳, 康广凤, 田建茹. 氰化尾渣资源化应用的清洁生产技术研究[J]. 环境科学研究, 2008, 21(6): 72–75.

CHU Xian-feng, ZHU Lei, WU Xiang-yang, KANG Guang-feng, TIAN Jian-ru. Research on clean production techniques in utilizing cyanide tailings[J]. Research of Environmental Sciences, 2008, 21(6): 72–75.

[3] 尚军刚, 李林波, 刘佰龙. 高酸浸出处理氰化尾渣的实验研究[J]. 金属材料与冶金工程, 2012, 40(1): 30–32.

SHANG Jun-gang, LI Lin-bo, LIU Bai-long. Experiments on cyanide tailings by superacid leaching[J]. Metal Materials and Metallurgy Engineering, 2012, 40(1): 30–32.

[4] 张亚莉, 于先进, 李小斌, 张丽鹏, 李德刚. 氰化渣磁化焙烧过程中铁化合物反应行为的热力学分析[J]. 中南大学学报: 自然科学版, 2011, 42(12): 3623–3629.

ZHANG Ya-li, YU Xian-jin, LI Xiao-bin, ZHANG Li-ping, LI De-gang. Thermodynamics analysis of ferric compound during roasting-preparing process of cyanide tailings [J]. Journal of Central South University: Science and Technology, 2011, 42(12): 3623–3629.

[5] ZHANG S, XUE X, LIU X, DUAN P, YANG H, JIANG T, WANG D, LIU R. Current situation and comprehensive utilization of iron ore tailing resources[J]. Journal of Mining Science, 2006, 42(4): 403–408.

[6] 张福元, 张玉华. 氰渣综合利用提取金银的试验研究[J]. 稀

- 有金属材料与工程, 2007, 36(3): 335-338.
- ZHANG Fu-yuan, ZHANG Yu-hua. Study on the recovery of gold and silver from cyanide residue[J]. Rare Metal Materials and Engineering, 2007, 36(3): 335-337.
- [7] DONATO D B, NICHOLS O, POSSINGHAM H, MOORE M, RICCI P F, NOLLER B N. A critical review of the effects of gold cyanide-bearing tailings solutions on wildlife[J]. Environment International, 2007, 33(7): 974-984.
- [8] 汪 洋, 李仕雄, 诸向东, 於智泉. 从氧化尾渣衍生物制备标准铅, 锌精矿的新工艺[J]. 中国有色金属学报, 2013 23(1): 247-253.
- WANG Yang, LI Shi-xiong, ZHU Xiang-dong, YU Zhi-quan. Innovative technology for preparing lead and zinc concentrates from cyanide tailing derivatives[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2013, 23(1): 247-253.
- [9] 孟宇群, 代淑娟, 刘德军. 难浸氧化尾渣浮选精矿的常温常压碱浸预处理[J]. 贵金属, 2007, 28(1): 5-8.
- MENG Yu-qun, DAI Shu-juan, LIU De-jun. Cy alkaline pretreatment for refractory gold floatation concentrate of anidation tailings under normal temperature and pressure[J]. Precious Metals, 2007, 28(1): 5-8.
- [10] ZHANG Ya-li, LI Huai-mei, YU Xian-jin. Fe extraction from high-silicon and aluminum cyanide tailings by pretreatment of water leaching before magnetic separation[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2013, 23(4): 1165-1173.
- [11] 马红周, 兰新哲, 王耀宁, 尚军刚, 张向昭. 焙烧氧化尾渣的利用研究[J]. 稀有金属, 2010, 34(2): 281-284.
- MA Hong-zhou, LAN Xin-zhe, WANG Yao-ning, SHANG Jun-gang, ZHANG Xiang-zhao. Utilization of tailings of roasting-cyaniding process[J]. Chinese Journal of Rare Metals, 2010, 34(2): 281-284.
- [12] 刘 娜, 孙体昌, 刘真真, 蒋 曼. 某氧化尾渣直接还原焙烧-磁选选铁试验[J]. 金属矿山, 2012(11): 145-147.
- LIU Na, SUN Ti-chang, LIU Zhen-zhen, JIANG Man. Experiment of iron concentration from a cyanided tailing with the process of direct reduction roast-magnetic separation[J]. Metal Mine, 2012(11): 145-147.
- [13] 翟毅杰, 李登新, 王 军, 鄢祖喜. 酸性条件下高锰酸钾预处理氧化尾渣的试验研究[J]. 矿冶工程, 2010, 30(3): 66-69.
- ZHAI Yi-jie, LI Deng-xin, WANG Jun, YAN Zu-xi. Pretreatment of cyanide tailings with potassium permanganate in acid media[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2010, 30(3): 66-69.
- [14] LEGODI M A, de WAAL D. The preparation of magnetite, goethite, hematite and maghemite of pigment quality from mill scale iron waste[J]. Dyes and Pigments, 2007, 74(1): 161-168.
- [15] 郑雅杰, 彭 超. 膨化法制备固体聚合硫酸铁技术[J]. 环境科学学报, 2009, 29(9): 1939-1943.
- ZHENG Ya-jie, PENG Chao. A new technology for preparation of solid polyferric sulfate by gas expansion[J]. Acta Scientiae Circumstantiae, 2009, 29(9): 1939-1943.
- [16] 郑雅杰, 龚竹青, 易丹青, 李新海. 以硫铁矿烧渣为原料制备绿矾新技术[J]. 化学工程, 2005, 33(4): 51-55.
- ZHENG Ya-jie, GONG Zhu-qing, YI Dan-qing, LI Xin-hai. New technology of copperas preparation from pyrite cinders[J]. Chemical Engineering (China), 2005, 33(4): 51-55.
- [17] 谭定桥, 郑雅杰. 硫铁矿烧渣制备铁黄新技术[J]. 化学工程, 2006, 34(3): 72-75.
- TAN Ding-qiao, ZHENG Ya-jie. New technology of preparing iron oxide yellow from pyrite cinder[J]. Chemical Engineering (China), 2006, 34(3): 72-75.
- [18] 郑雅杰, 陈梦君, 黄桂林. 硫铁矿烧渣制备钾铁蓝[J]. 中南大学学报: 自然科学版, 2006, 37(2): 252-256.
- ZHENG Ya-jie, CHEN Meng-jun, HUANG Gui-lin. Preparation of potassium iron blue from pyrite cinders[J]. Journal of Central South University: Science and Technology, 2006, 37(2): 252-256.
- [19] 郑雅杰. 硫铁矿烧渣制备聚合硫酸铁和聚磷酸铁新工艺及基础理论研究[D]. 长沙: 中南大学, 2002.
- ZHENG Ya-jie. Study on new technology and fundamental theory of polyferric sulfate and phosphorous sulfate prepared and pyrite cinders[D]. Changsha: Central South University, 2002.
- [20] 占寿祥, 郑雅杰. 硫铁矿烧渣酸浸反应动力学研究[J]. 化学工程, 2006, 34(11): 36-39.
- ZHAN Shou-xiang, ZHENG Ya-jie. Study on leaching kinetics of pyrite cinder[J]. Chemical Engineering (China), 2006, 34(11): 36-39.
- [21] 龚竹青, 龚 胜, 陈白珍, 周 波. 用硫铁矿烧渣制取海绵铁的碳还原过程[J]. 中南大学学报: 自然科学版, 2006, 37(4): 703-708.
- GONG Zhu-qing, GONG Sheng, CHEN Bai-zhen, ZHOU Bo. Carbon reduction process in preparation of sponge iron using pyrite cinder[J]. Journal of Central South University: Science and Technology, 2006, 37(4): 703-708.
- [22] 李洪桂. 冶金原理[M]. 北京: 科学出版社, 2007: 329.
- LI Hong-gui. Metallurgical theory[M]. Beijing: Science Press, 2007: 329.
- [23] SOLEIMANI M, KAGHAZCHI T. Adsorption of gold ions from industrial wastewater using activated carbon derived from hard shell of apricot stones—An agricultural waste[J]. Bioresource Technology, 2008, 99(13): 5374-5383.

(编辑 陈卫萍)