

碳质金精矿与氰化尾渣协同焙烧—磁选富集分离金铁研究

张亮^{1,2}, 宋永辉^{1,2*}, 张辛未³, 董萍^{1,2}, 朱荣燕^{1,2}, 石嘉俊^{1,2}

(1. 西安建筑科技大学冶金工程学院; 2. 陕西省黄金与资源重点实验室; 3. 西安建筑科技大学分析测试中心)

摘要:针对碳质金精矿含碳量高导致金浸出率低和氰化尾渣含铁量高,造成资源浪费的问题,提出了碳质金精矿与氰化尾渣协同焙烧—磁选技术,分离并回收金、铁。研究表明,在碳质金精矿与氰化尾渣质量比为1:1、焙烧温度为800℃、焙烧时间为60 min、碳酸钙质量分数为10%、磨矿细度为-0.074 mm占90%、磁场强度为0.20 T的条件下,平均金浸出率为82.47%,铁精矿铁平均品位为60.15%、平均铁回收率为75.58%。在焙烧过程中,碳质金精矿中碳质物、黄铁矿作为还原剂将氰化尾渣中赤铁矿还原为磁铁矿,降低了碳质物的“劫金”作用和黄铁矿对金矿物的包裹,对氰化尾渣中铁矿物进行回收的同时,也显著提高了金浸出率。该方法一举实现了碳质金精矿和氰化尾渣的综合回收利用,成本低廉、工艺简单,为碳质金精矿资源的综合利用提供了新思路。

关键词:碳质金矿; 氰化尾渣; 赤铁矿; 真空焙烧; 磁选

中图分类号:TD953

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2024)04-0032-08

doi:10.11792/hj20240408

引言

碳质金精矿通常含有碳质物、金属硫化矿物及石英等硅酸盐矿物,属于难处理金矿之一。一方面,氰化浸出过程中碳质物会吸附已溶解的金氰络合离子,即存在“劫金”作用,导致金回收率偏低^[1]。另一方面,部分金矿物经常被黄铁矿等金属硫化矿物包裹,从而影响金的浸出。一般情况下,碳质金精矿在浸出之前必须要进行预处理。目前,碳质金精矿预处理方法主要有氧化焙烧法、钝化法、化学氧化法、微生物氧化法和加压氧化法等^[2-4]。氧化焙烧法应用比较广泛,通常在650℃~750℃温度下,对矿石进行焙烧预处理,使碳质金精矿中碳质物氧化失去吸附性,从而提高金浸出率,但焙烧过程中会产生大量SO₂等有害气体,增加废气处理成本,且工艺要求严格,金浸出率常因矿石“过烧”或“欠烧”而不稳定^[5]。碳质金精矿真空焙烧预处理技术不仅能有效解决金浸出困难的问题,还能够解决常规氧化焙烧带来的高污染问题,完成常规氧化焙烧常压下难以发生的反应^[6]。此外,真空焙烧预处理后,碳质物最终转变为具有还原性质的单质碳存在于焙砂中,这部分碳具有再利用的潜力^[7]。张辛未等^[8]研究了碳质金矿真空焙烧预处理技术。研究表明,在磨矿细度为-0.074 mm占75%、焙烧

温度为1 200℃、焙烧时间为10 min、升温速率为7.5℃/min的最佳条件下,金浸出率可达88.43%。该技术中有机碳发生热分解反应,降低了碳质物的“劫金”能力,这是金浸出率指标提高的主要原因。其中,61.25%的硫最终以单质硫形式挥发冷凝。与常规焙烧技术相比,不产生含硫氧化物,可有效降低有害气体处理成本。WU等^[9]研究了流态化焙烧耦合技术,在软锰矿加工过程中,以碳质金矿为还原剂,以流态化焙烧耦合工艺为基础,从软锰矿中回收锰,从碳质金矿中回收金。研究表明,在氮气气氛、碳质金矿与软锰矿质量比为2:3、焙烧温度为1 073.15 K、焙烧时间为30 min的条件下,锰浸出率为99.31%,金浸出率为97.43%。该技术以碳质金矿为原料,充分利用了碳组分还原软锰矿,消除了碳质物对金矿物的影响,提高了金浸出率,同时在反应过程中不会因硫化物氧化而产生SO₂等有害气体,降低了废气处理成本,为碳质金矿的开发利用提供了新思路。中国黄金冶炼行业每年产出约1亿t氰化尾渣,其中约50%为焙烧氰化尾渣,其主要组分为SiO₂与Fe₂O₃,含铁30%以上,明显高于目前采出铁矿石的平均铁品位^[10]。但是,此类氰化尾渣中铁矿物多为微细粒赤铁矿,具有矿粒小、比表面积大、嵌布关系复杂及可选性差等特点,并不适合直接入炉冶炼。直接还原焙烧可以将弱磁性铁矿物还原为强

收稿日期:2023-11-08; 修回日期:2024-02-07

基金项目:国家自然科学基金项目(51774227);陕西省自然科学基金项目(2019JLM-44)

作者简介:张亮(1995—),男,硕士研究生,研究方向为冶金资源综合利用;E-mail:157169307@qq.com

*通信作者:宋永辉(1972—),男,教授,博士,研究方向为氰化尾渣资源化利用、冶金废水无害化处理及绿色冶金新技术;E-mail:syh1231@126.com

磁性铁矿物或磁铁矿,促使微细粒铁矿物生长聚集,改善分选效果,同时能耗相对较低,应用前景较好^[11]。尚德兴等^[12]将氰化尾渣于800℃下焙烧50 min,后经磁选可得铁品位为59%、铁回收率为80%的铁精粉。ZHANG等^[13]提出了还原焙烧—机械活化—非氰浸出—磁选的新工艺。研究表明,焦炭质量分数为5%、焙烧温度为750℃、焙烧时间为1.25 h、机械活化时间为8 min,可得铁品位为60.9%、铁回收率为74.6%的铁精粉,金浸出率为94.5%。

本文提出了一种碳质金精矿与氰化尾渣协同焙烧—磁选技术,以碳质金精矿中碳质物与黄铁矿还原氰化尾渣中的赤铁矿,确定焙烧过程影响因素及最佳工艺,重点研究了金、铁回收机制,研究结果旨在为碳质金精矿资源的高效综合利用提供新思路。

1 样品与方法

1.1 试验样品

试验样品为陕西秦岭某黄金冶炼企业的碳质金精矿和河南某黄金冶炼企业的硫化金矿经氧化焙烧、氰化浸出后产生的氰化尾渣,对其进行化学成分、金物相和XRD分析,结果分别如表1、表2和图1所示。

表1 矿石化学成分分析结果

| 碳质金精矿 | 成分 | Au ¹⁾ | TFe | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | MgO | CaO | S | TC |
|-------|-----|------------------|--------------------------------|------------------|--------------------------------|-------------------|------|------|------------------|
| | w/% | 16.77 | 6.71 | 70.68 | 2.23 | 1.24 | 1.26 | 6.47 | 11.52 |
| 氰化尾渣 | 成分 | Au ¹⁾ | Fe ₂ O ₃ | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Na ₂ O | CaO | S | K ₂ O |
| | w/% | 1.60 | 44.03 | 36.50 | 4.85 | 1.46 | 1.67 | 4.78 | 1.55 |

注:1)w(Au)/(g·t⁻¹)。

表2 金物相分析结果

Table 2 Analysis results of gold physical phase

| 矿石名称 | 嵌布状态 | 裸露及半裸露金 | 碳酸盐包裹金 | 赤铁矿包裹金 | 硫化矿物包裹金 | 硅酸盐包裹金 | 合计 |
|-------|----------------------------|---------|--------|--------|---------|--------|--------|
| 碳质金精矿 | w(Au)/(g·t ⁻¹) | 7.62 | 0.82 | 1.00 | 7.39 | 0.010 | 16.93 |
| | 分布率/% | 45.02 | 4.85 | 5.91 | 43.66 | 0.56 | 100.00 |
| 氰化尾渣 | w(Au)/(g·t ⁻¹) | 0.07 | — | 1.29 | 0.07 | 0.19 | 1.62 |
| | 分布率/% | 4.32 | — | 79.63 | 4.32 | 11.73 | 100.00 |

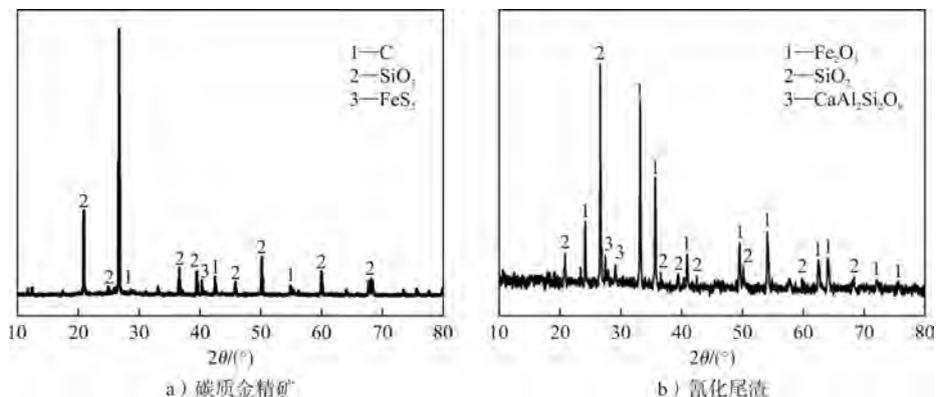


图1 XRD分析结果

Fig. 1 Analysis results of XRD

由表1、表2和图1可知:碳质金精矿中金品位为16.77 g/t,总碳占11.52%,非金属元素硅含量最高,硫次之。金矿物包裹现象严重,以硫化矿物包裹金为主,裸露及半裸露金占45.02%。氰化尾渣含Fe₂O₃高达44.03%,金品位为1.60 g/t,以赤铁矿包裹金为主,裸露及半裸露金仅占4.32%。碳质金精矿中大量碳质物导致的强“劫金”作用和大多数金矿物被包裹使得其直接浸出时,金浸出率仅为2.30%。因此,对二者的处理思路主要为打开金矿物包裹及消除碳质金精矿中碳质物的“劫金”作用。

1.2 试验步骤

1)焙烧:取碳质金精矿与氰化尾渣各20 g,磨至

-0.074 mm占80%,添加一定量的CaCO₃,利用台式粉末压片机(FYD-40-A)在1 MPa压力下压制成圆柱体状,并在60℃干燥箱中干燥24 h。将干燥后样品置于石英舟(200 mm×40 mm×20 mm)中,在真空度为10 Pa、升温速率为10℃/min的真空焙烧炉(NBD-T1700-50IT)内进行焙烧预处理。

2)磁选:焙砂研磨后混匀,取40 g样品按液固比2:1配制成矿浆,利用弱磁分离器(XCGS-φ50)进行磁选分离。

3)浸出:干燥后的磁选尾矿在矿浆浓度为33%、pH值为11~12、浸出剂用量为1 000 g/t、浸出时间为24 h、搅拌转速为250 r/min条件下进行浸出试验。

1.3 分析与表征

样品化学组成和矿物组成分别采用 X 射线荧光光谱仪 (PW4400/40) 和 X 射线衍射分析仪 (Bruker D8 Advance) 进行测定, 金品位采用泡沫塑料富集—原子吸收分光光度法测定, 金、碳物相和铁品位的测定采用化学分析法^[14]。铁回收率 (R) 及金浸出率 (ε) 按照式(1)、式(2)计算:

$$R = \frac{m_1 G_3}{m_2 T_{\text{Fe1}} + m_3 T_{\text{Fe2}}} \times 100 \% \quad (1)$$

$$\varepsilon = 1 - \frac{m_{\text{渣}} G_{\text{渣}}}{m_4 G_4} \times 100 \% \quad (2)$$

式中: m_1 、 m_2 、 m_3 、 m_4 和 $m_{\text{渣}}$ 分别为磁选精矿、碳质金精矿、氰化尾渣、磁选尾矿和浸出渣的质量 (g); G_3 为磁选精矿铁品位 (%); T_{Fe1} 、 T_{Fe2} 分别为碳质金精矿及氰化尾渣中铁品位 (%); $G_{\text{渣}}$ 、 G_4 分别为浸出渣、磁选

尾矿金品位 (g/t)。

2 结果与讨论

2.1 真空焙烧过程热力学分析

利用 HSC Chemistry 6.0 热力学计算相关反应在真空环境中反应的吉布斯自由能 (ΔG), 如式(3)所示。焙烧过程反应的吉布斯自由能随焙烧温度变化曲线如图 2 所示。

$$\Delta G = \Delta G^\ominus + RT \ln \frac{P_B}{P^\ominus} \quad (3)$$

式中: ΔG^\ominus 为标准状态下不同温度的反应吉布斯自由能 (J); R 为气体常数, 为 $8.314 \text{ J}/(\text{mol} \cdot \text{K})$; T 为绝对温度 (K); P_B 为混合气体中某理想气体 B 的分压 (Pa); P^\ominus 为标准大气压强, 为 $101\,325 \text{ Pa}$ 。

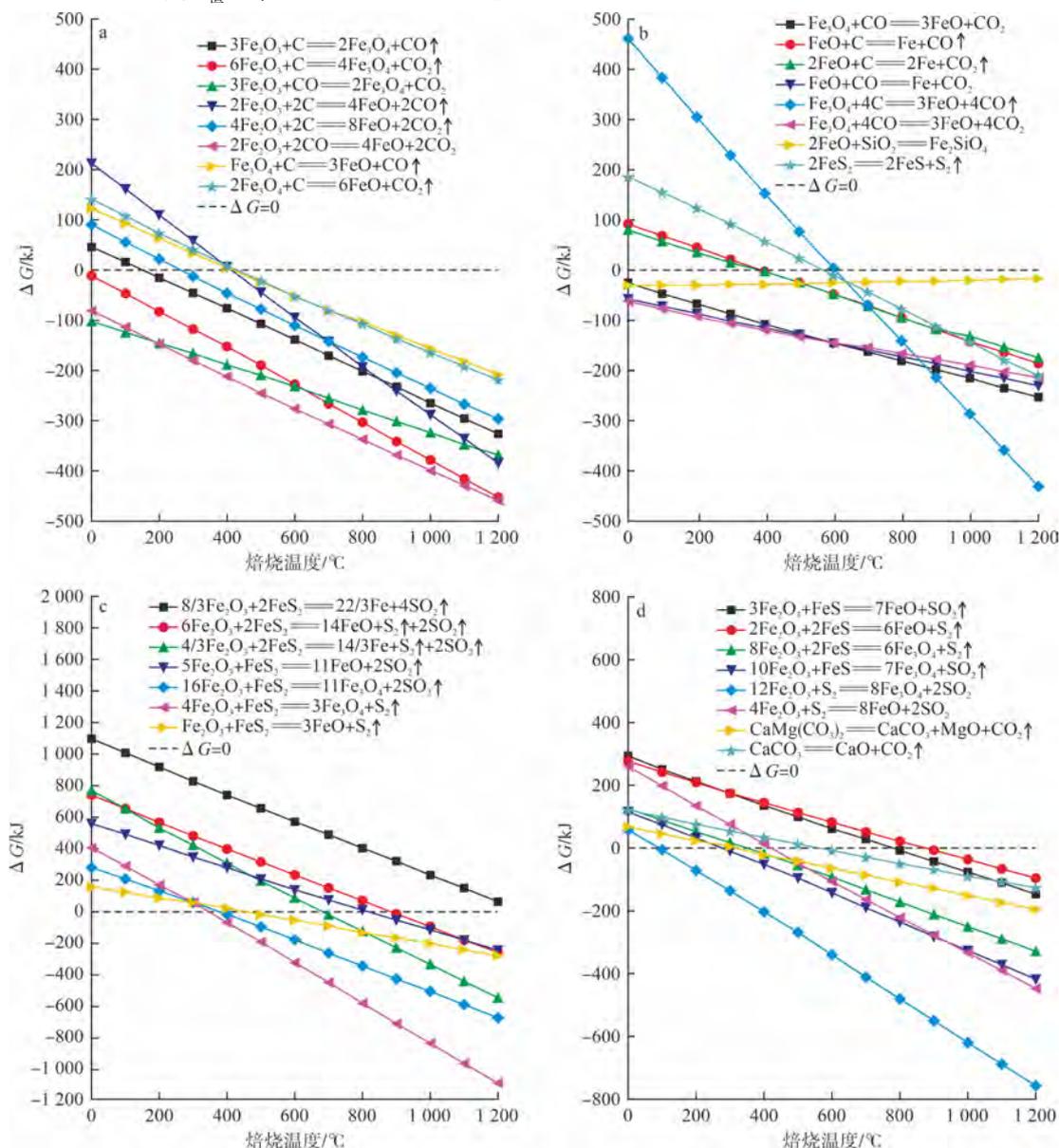


图 2 焙烧过程反应吉布斯自由能随焙烧温度变化曲线

Fig. 2 Curve of Gibbs free energy variation with roasting temperature in roasting process reaction

由图2可知:焙烧温度高于158℃时,Fe₂O₃可被C或CO还原为Fe₃O₄;反应温度高于417℃时,Fe₃O₄会被C或CO进一步还原为FeO;反应温度高于605℃时,FeO会进一步还原为Fe^[15];反应温度高于369℃时,Fe₂O₃可被FeS₂还原为Fe₃O₄;反应温度高于585℃时,FeS₂开始进行热分解;反应温度高于889℃时,Fe₃O₄会被FeS₂进一步还原为FeO。Fe₂O₃被FeS₂还原为Fe的反应ΔG值始终为正,该反应在试验条件内无法进行^[16]。需要注意的是,FeO与SiO₂反应的ΔG值始终为负,这说明生成Fe₂SiO₄的反应在所有温度区间均可自发进行。综上所述,真空焙烧过程中碳质物热分解产物和FeS₂均可作为还

原剂将Fe₂O₃还原为Fe₃O₄,碳质物会被消耗从而消除其“劫金”作用。Fe₂O₃和FeS₂发生反应不仅有利于削弱二者对金矿物的包裹,还可以形成Fe₃O₄进一步富集回收,说明碳质金精矿与氰化尾渣协同焙烧—磁选分离金、铁在理论上是可行的。

2.2 协同焙烧—磁选工艺主要影响因素

2.2.1 碳质金精矿与氰化尾渣质量比

在焙烧温度为800℃、焙烧时间为60 min、碳酸钙质量分数为10%、磨矿细度为-0.074 mm占80%、磁场强度为0.20 T条件下,选择碳质金精矿与氰化尾渣质量比为1:2、2:3、1:1、3:2、2:1进行试验,试验结果如图3所示。

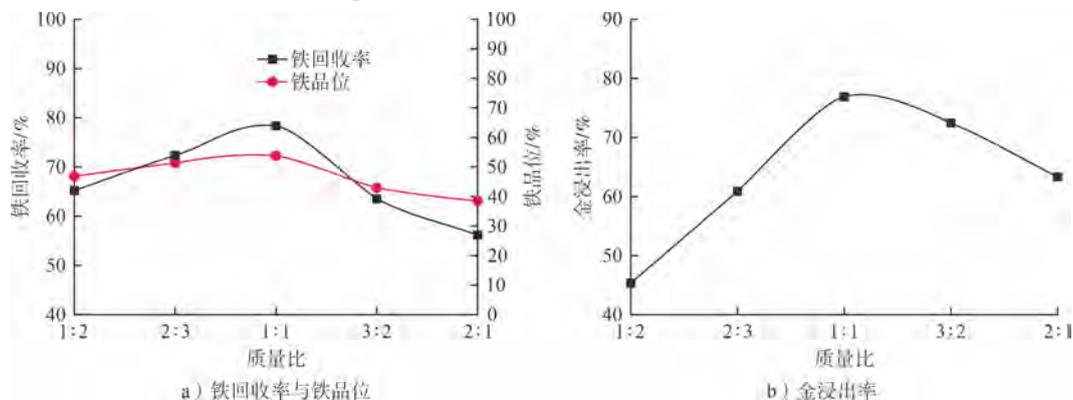


图3 碳质金精矿与氰化尾渣质量比对铁、金回收效果的影响

Fig. 3 Effect of the mass ratio of carbonaceous gold concentrate to cyanidation tailings on the recovery efficiency of iron and gold

由图3可知:随着碳质金精矿与氰化尾渣质量比的提高,铁品位、铁回收率及金浸出率均呈现先升高后降低的趋势。在二者质量比1:1时,可达到最大值,其中铁品位为58.35%,铁回收率为78.52%,金浸出率达到76.72%。当碳质金精矿与氰化尾渣质量比较小时,碳质金精矿中碳质物及黄铁矿不足以将赤铁矿完全还原为磁铁矿,导致铁回收率较低,部分金矿物仍包裹于赤铁矿中无法解离,导致金浸出率较低。随着碳质金精矿用量的增加,碳质物与黄铁矿过量,碳质物的“劫金”作用及黄铁矿对金矿物的包裹

是导致金浸出率降低的主要因素。此外,碳质物含量过高可能会引起磁铁矿过还原,生成FeO,进一步与SiO₂反应生成Fe₂SiO₄,导致铁回收率降低,同时也会造成金矿物的二次包裹,导致金浸出率降低^[13]。综合考虑,选择1:1为碳质金精矿与氰化尾渣的最佳质量比。

2.2.2 焙烧温度

在碳质金精矿与氰化尾渣质量比1:1的条件下,选择焙烧温度为600℃、700℃、800℃、900℃、1000℃进行试验,结果如图4所示。

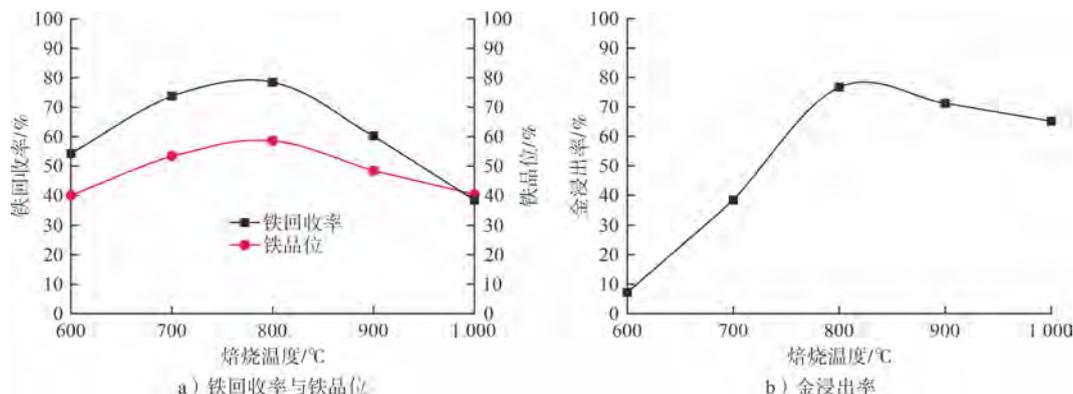
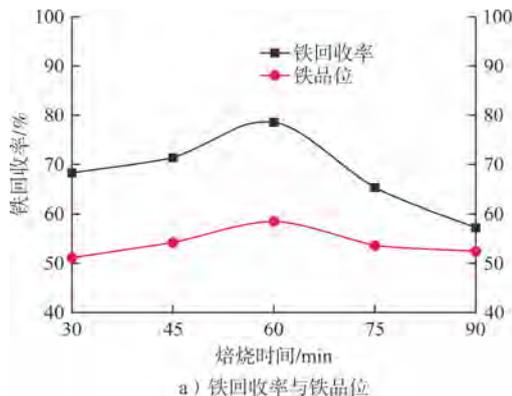


图4 焙烧温度对铁、金回收效果的影响

Fig. 4 Effect of roasting temperature on the recovery efficiency of iron and gold

由图4可知:随着焙烧温度的提高,铁品位、铁回收率及金浸出率呈现先升高后降低的趋势。在焙烧温度800℃时,均可达到最大值,其中铁品位为58.59%,铁回收率为78.37%,金浸出率达到76.72%。当焙烧温度较低时,包裹金矿物的黄铁矿、赤铁矿等矿物的热分解反应或者氧化还原反应进行不充分,导致铁回收率较低,碳质物可能未消耗完全,金浸出率较低。随着温度升高,真空环境下碳质物中有机碳发生热分解及还原反应,赤铁矿还原为磁



铁矿,碳质物被消耗,因此铁品位、铁回收率及金浸出率均得以提高。随着焙烧温度继续升高,低熔点的化合物会在过高的温度下熔化导致矿物颗粒黏结,浸出速率下降,导致铁回收率与金浸出率有所降低^[16]。因此,选择800℃为最佳焙烧温度。

2.2.3 焙烧时间

在碳质金精矿与氧化尾渣质量比为1:1、焙烧温度为800℃条件下,选择焙烧时间为30 min、45 min、60 min、75 min、90 min进行试验,结果如图5所示。

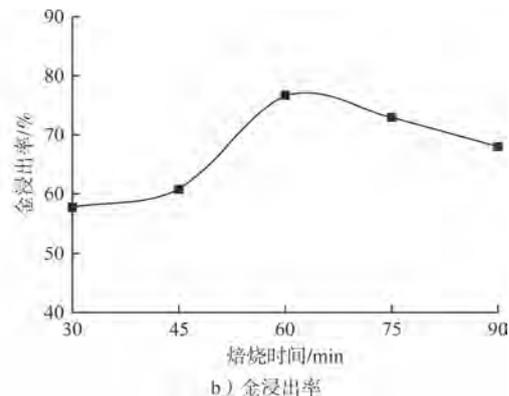


图5 焙烧时间对铁、金回收效果的影响

Fig. 5 Effect of roasting time on the recovery efficiency of iron and gold

由图5可知:随着焙烧时间增加,铁品位、铁回收率及金浸出率呈现先升高后降低的趋势。在焙烧时间为60 min时,均可达到最大值,其中铁品位为58.46%,铁回收率为78.37%,金浸出率达到76.72%。焙烧时间较短时,氧化尾渣中赤铁矿没有被充分还原,导致铁回收率较低,金矿物被未反应完全的碳质物吸附,导致金浸出率较低^[13]。随着焙烧时间增加,赤铁矿完全转化为磁铁矿,铁回收率提高,碳质金精矿中碳质物被充分利用,矿物颗粒间气体完

全释放,矿物颗粒孔隙增多,有利于反应进行,金浸出率提高。随着焙烧时间的继续增加,矿物烧结成块,也会阻碍进一步的浸出。综上所述,焙烧时间不宜过长,选择最佳焙烧时间为60 min。

2.2.4 碳酸钙质量分数

在碳质金精矿与氧化尾渣质量比为1:1、焙烧温度为800℃、焙烧时间为60 min条件下,选择碳酸钙质量分数为0.6%、8%、10%、12%、14%进行试验,结果如图6所示。

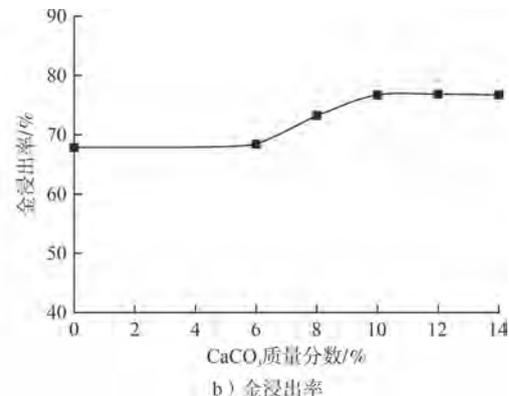
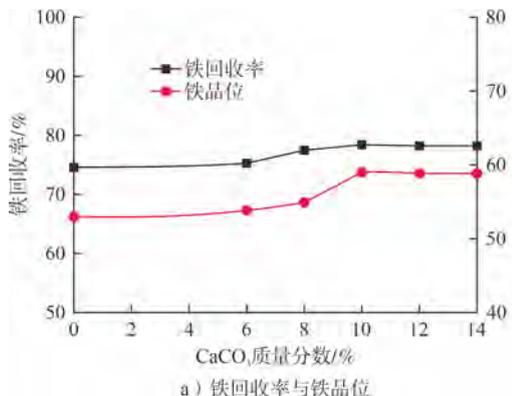


图6 CaCO₃质量分数对铁、金回收效果的影响

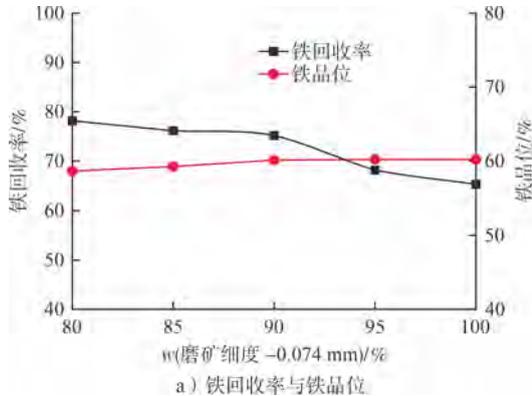
Fig. 6 Effect of CaCO₃ on the recovery efficiency of iron and gold

由图6可知:随着碳酸钙质量分数增加,铁品位、铁回收率及金浸出率呈现先升高后平稳的趋势。在碳酸钙质量分数为10%时,均达到最大值,其中铁品位为58.35%,铁回收率为78.52%,金浸出率达到

76.72%。当碳酸钙质量分数在0~10%时,由于加入的CaCO₃发生分解,释放出气体,使矿物表面孔隙增多。研究表明,CaCO₃与煤共热解释放的CO₂总量显著高于CaCO₃和煤单独热解产生CO₂的总和^[17]。

大量 CO_2 的产生,促进了半焦化反应的正向进行,有利于碳质物的消耗,生成的 CO 也促进赤铁矿还原,从而提高铁回收率。综合考虑,选择最佳碳酸钙质量分数为 10 %。

2.2.5 磨矿细度



在碳质金精矿与氰化尾渣质量比为 1:1、焙烧温度为 800 °C、焙烧时间为 60 min、碳酸钙质量分数为 10 % 条件下,选择磨矿细度 -0.074 mm 占 80 %、85 %、90 %、95 %、100 % 进行试验,结果如图 7 所示。

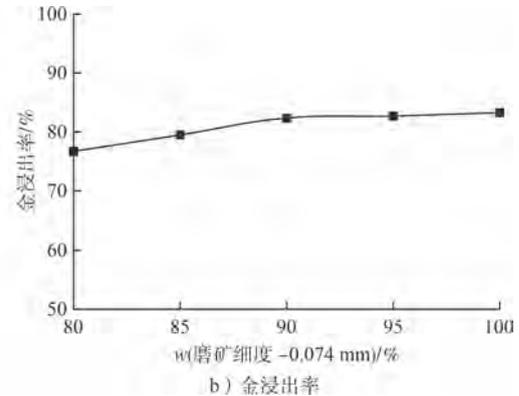


图 7 磨矿细度对铁、金回收效果的影响

Fig. 7 Effect of grinding fineness on the recovery efficiency of iron and gold

由图 7 可知:随着磨矿细度的提高,铁回收率整体呈现降低的趋势,铁品位及金浸出率呈现持续上升的趋势。随着磨矿细度的提高,矿物粒度越细,解离度越高,但同时更易泥化。在磁选时,泥化现象很明显,导致磁性矿物无法有效分开,造成部分铁矿物损失^[18];与此同时,矿物单体解离度增加,有利于打开金矿物包裹,从而提高金浸出率。综合考虑,确定最

佳磨矿细度为 -0.074 mm 占 90 %。

2.2.6 磁场强度

在碳质金精矿与氰化尾渣质量比为 1:1、焙烧温度为 800 °C、焙烧时间为 60 min、碳酸钙质量分数 10 %、磨矿细度为 -0.074 mm 占 90 % 条件下,选择磁场强度为 0.05 T、0.10 T、0.20 T、0.30 T、0.40 T 进行试验,结果如图 8 所示。

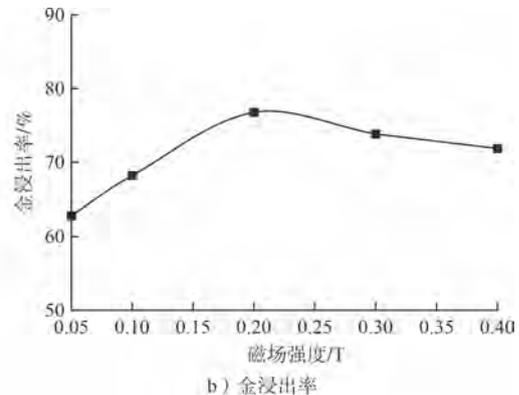
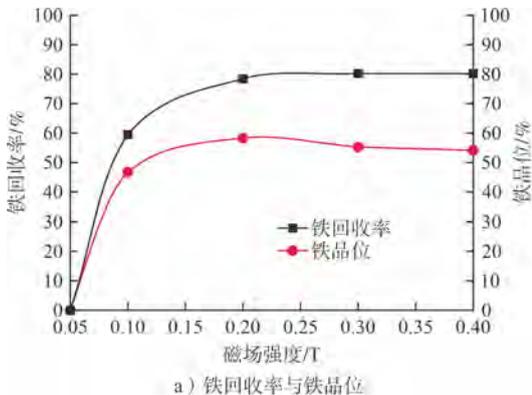


图 8 磁场强度对铁、金回收效果的影响

Fig. 8 Effect of magnetic field strength on the recovery efficiency of iron and gold

由图 8 可知:随着磁场强度增加,铁回收率呈现先升高后平缓的趋势,铁品位和金浸出率整体呈现先升高后降低的趋势。在磁场强度为 0.20 T 时,均可达到最大值,其中铁品位为 58.28 %,铁回收率为 78.32 %,金浸出率达到 78.47 %。随着磁场强度增加,铁回收率和铁品位也随之增加,磁性矿物与非磁性矿物分离。但是,磁场强度继续增加,杂质矿物与铁精矿混合,产生磁团聚现象,使铁精矿产率提高,同时由于杂质矿物的存在,铁精矿品位有所降低^[19]。综合考虑,确定最佳磁场强度为 0.20 T。

2.3 协同焙烧—磁选富集分离金铁综合及验证试验

2.3.1 综合试验

在碳质金精矿与氰化尾渣质量比为 1:1、焙烧温度为 800 °C、碳酸钙质量分数 10 %、焙烧时间为 60 min、磨矿细度 -0.074 mm 占 90 %、磁场强度为 0.20 T 条件下,进行协同焙烧—磁选富集分离金铁综合试验,全流程如图 9 所示,试验结果如表 3 所示。

由表 3 可知:焙烧后由于质量损失导致金品位和铁品位提高。焙烧过程中形成的弱磁性物质 Fe_2SiO_4 将金矿物二次包裹,使得一部分金矿物进入铁精矿

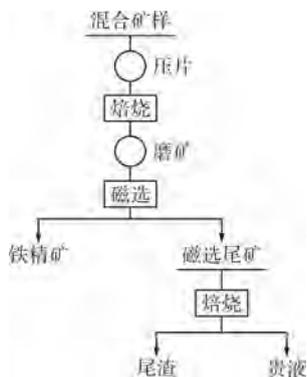


图9 协同焙烧—磁选富集分离金铁工艺全流程

Fig.9 Full flow chart of the synergistic roasting - magnetic separation enrichment process for gold and iron separation

表3 协同焙烧—磁选富集分离金铁试验结果

Table 3 Test results of the synergistic roasting - magnetic separation enrichment process for gold and iron separation

| 产物 | $w(\text{Au})/(\text{g} \cdot \text{t}^{-1})$ | 金分布率/% | 铁品位/% | 铁分布率/% |
|------|---|--------|-------|--------|
| 铁精矿 | 1.99 | 5.20 | 60.12 | 75.23 |
| 磁选尾矿 | 10.82 | 94.80 | 5.95 | 24.77 |
| 尾渣 | 1.90 | 16.13 | 6.13 | 24.76 |
| 贵液 | 6.75 | 78.63 | 22.11 | 0.02 |
| 混合矿样 | 8.00 | 100.00 | 16.82 | 100.00 |

中,造成金损失。大部分金富集于磁选尾矿中,其金品位为 10.82 g/t,但仍有 5.95 % 的铁存在。由此可知,如何有效控制焙烧过程中 Fe_2SiO_4 的形成,进一步控制铁、金在铁精矿与磁选尾矿中的分布,是提高金浸出率的关键所在。

2.3.2 验证试验

重复进行 3 次协同焙烧—磁选富集分离金铁工艺验证试验,结果如表 4 所示。

由表 4 可知:在最佳工艺条件下,磁选铁精矿平均铁品位为 60.15 %,平均铁回收率为 75.58 %;磁选尾矿平均金浸出率为 82.47 %,稳定性良好。

2.4 铁、金回收机制分析

2.4.1 焙烧前后 XRD 分析

焙烧前后样品 XRD 分析结果如图 10 所示。

表5 焙烧前后金嵌布状态

Table 5 Gold dissemination status before and after roasting

| 类别 | 指标 | 裸露及半裸露金 | 碳酸盐包裹金 | 赤铁矿包裹金 | 硫化矿物包裹金 | 硅酸盐包裹金 | 合计 |
|-----|---|---------|--------|--------|---------|--------|--------|
| 焙烧前 | $w(\text{Au})/(\text{g} \cdot \text{t}^{-1})$ | 3.385 | 0.361 | 1.008 | 3.268 | 0.125 | 8.147 |
| | 分布率/% | 41.55 | 4.43 | 12.37 | 40.11 | 1.54 | 100.00 |
| 焙烧后 | $w(\text{Au})/(\text{g} \cdot \text{t}^{-1})$ | 7.775 | — | 0.425 | 0.425 | 0.635 | 9.260 |
| | 分布率/% | 83.96 | — | 4.59 | 4.59 | 6.86 | 100.00 |

由表 5 可知:焙砂中裸露及半裸露金占 83.96 %。

表4 验证试验结果

Table 4 Test results of verification

| 序号 | 铁品位/% | 铁回收率/% | 金浸出率/% |
|-----|-------|--------|--------|
| 1 | 60.12 | 75.25 | 82.44 |
| 2 | 61.26 | 76.28 | 81.93 |
| 3 | 59.08 | 75.22 | 83.05 |
| 平均值 | 60.15 | 75.58 | 82.47 |

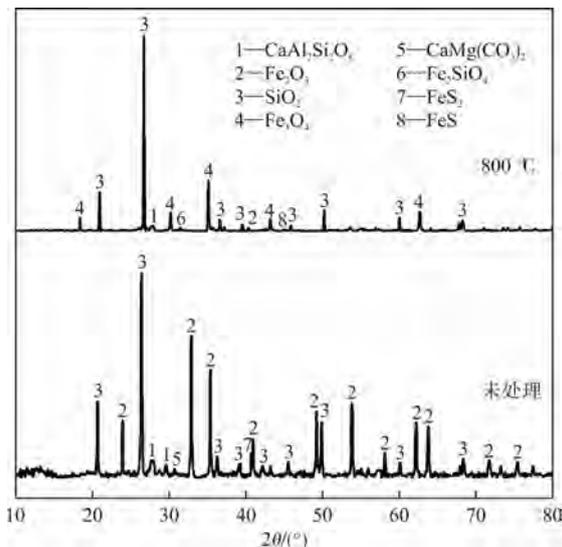


图10 焙烧前后样品 XRD 分析

Fig.10 XRD analysis of samples before and after roasting

由图 10 可知:焙砂中 FeS_2 的衍射峰完全消失,出现 FeS 衍射峰。结合图 2 可知, FeS 是由 FeS_2 发生热解反应产生,焙砂中 $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ 的衍射峰完全消失。 $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ 发生热解反应,焙砂中 Fe_2O_3 的衍射峰消失,出现显著的 Fe_3O_4 和弱的 Fe_2SiO_4 衍射峰。结合热力学分析可知,在焙烧过程中,大部分 Fe_2O_3 可能与 C 、 CO 或 FeS_2 发生氧化还原反应,生成了 Fe_3O_4 ^[20-22];而少量 Fe_2O_3 被 C 或 CO 过还原产生 FeO ,进一步反应生成了难以磁选分离的弱磁性 Fe_2SiO_4 ,这部分 Fe_2SiO_4 有可能会对金矿物产生二次包裹^[23]。

2.4.2 焙烧前后金嵌布状态分析

焙烧前后金嵌布状态分析结果如表 5 所示。

与焙烧前相比,其分布率提高了 42.41 百分点,金矿

物得到了有效解离,这是浸出过程金回收率提高的重要前提。黄铁矿是主要载金矿物,焙烧后矿石中硫化矿物包裹金降低了35.52个百分点,主要是由于黄铁矿发生了热解反应或参与了与赤铁矿的氧化还原反应,使其包裹金得以解离,这也是金矿物解离度提高的主要原因^[24]。赤铁矿包裹金降低了7.78个百分点,这是由于赤铁矿被还原导致。样品中碳酸盐含量较少,其包裹金占4.43%,碳酸盐可能在301℃开始发生分解,随着温度的升高,其包裹金逐渐解离。值得注意的是,硅酸盐包裹金增加了5.32个百分点,这可能与 Fe_2SiO_4 的生成有关。因此,避免焙烧过程中 Fe_2O_3 的过还原是后续研究中需要重点关注的问题。

3 结论

1)采用碳质金精矿与氰化尾渣协同焙烧—磁选技术可有效富集分离矿石中金、铁。当碳质金精矿与氰化尾渣质量比为1:1、焙烧温度为800℃、碳酸钙质量分数10%、焙烧时间为60min、磨矿细度-0.074mm占90%、磁场强度为0.20T时,平均金浸出率为82.47%,铁精矿平均铁品位为60.15%,平均铁回收率为75.58%。

2)真空环境下,碳质金精矿中的有机碳热分解为单质碳,与黄铁矿一起作为还原剂可将氰化尾渣中赤铁矿还原为磁铁矿,经磁选获得高品位铁精矿。焙烧后样品中裸露及半裸露金分布率从41.55%提高至83.96%,显著提高了金解离度。该技术有效解决了金矿物的包裹问题及有机碳的“劫金”问题。

[参考文献]

[1] 牛会群,佟琳琳,衷水平,等.卡林型金矿碳质物特征及其去碳方法研究现状[J].有色金属(冶炼部分),2019(6):33-39.

[2] 孙留根,袁朝新,王云,等.难处理金矿提金的现状及发展趋势[J].有色金属(冶炼部分),2015(4):38-43.

[3] 张磊,郭学益,田庆华,等.难处理金矿预处理方法研究进展及工业应用[J].黄金,2021,42(6):60-68.

[4] 陈勃伟,蔡馨璐,周成英,等.某含砷含碳微细粒难处理金精矿预氧化—氰化提金工艺研究[J].稀有金属,2018,42(12):1339-1344.

[5] THOMS K G, COLE A P. Roasting developments - especially oxygenated roasting[M]. 2nd Edition. Amsterdam: Elsevier, 2016.

[6] ZHANG X W, SONG Y H, YIN N, et al. Unraveling the dissociation mechanism of gold in carbonaceous gold ore during vacuum roasting pretreatment: Effect of pyrite [J]. Minerals Engineering, 2022, 30(184):107658.

[7] ZHANG X W, SONG Y H, YIN N, et al. Study on vacuum roasting pretreatment of carbonaceous gold concentrates based on nonoxidation technology [J]. Journal of Chemistry, 2021(5):6848020.

[8] 张辛未,宋永辉,董萍,等.某碳质金矿石真空焙烧预处理工艺

试验研究[J].黄金,2022,43(3):55-60.

[9] WU H, FENG Y L, LI H R, et al. Co-recovery of manganese from pyrolusite and gold from carbonaceous gold ore using fluidized roasting coupling technology [J]. Chemical Engineering and Processing, 2020, 147:107742.

[10] 孙留根,常耀超,徐晓辉,等.氰化尾渣无害化、资源化利用的主要技术现状及发展趋势[J].中国资源综合利用,2017,35(10):59-62.

[11] 陈潮方,邱仙辉,邱廷省,等.氰化尾渣的性质特点与综合利用研究现状[J].有色金属科学与工程,2022,13(4):107-115.

[12] 尚德兴,陈芳芳,张亦飞,等.还原焙烧—磁选回收氰化尾渣中铁的试验研究[J].矿冶工程,2011,31(5):35-38.

[13] ZHANG L, JIANG T, GUO X Y, et al. Sustainable processing of gold cyanide tailings: Reduction roasting, mechanical activation, non-cyanide leaching, and magnetic separation [J]. Hydrometallurgy, 2023, 17:106028.

[14] 国家市场监督管理总局,中国国家标准化管理委员会.铁精矿:GB/T 36704—2018[S].北京:中国标准出版社,2018.

[15] 张亚莉,于先进,李小斌,等.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.

[16] QIN H, GUO X Y, YU D W, et al. Pyrite as an efficient reductant for magnetization roasting and its efficacy in iron recovery from iron-bearing tailing [J]. Separation and Purification Technology, 2023, 250(1):122511.

[17] 熊园斌.钙基矿物质影响煤热解特性的实验研究[D].杭州:浙江大学,2016.

[18] 傅平丰,李振宇,边振忠.基于强磁预选的某氰化尾渣磁化焙烧—磁选工艺[J].过程工程学报,2018,18(4):774-778.

[19] ZHANG Y, LI H, YU X. Recovery of iron from cyanide tailings with reduction roasting water leaching followed by magnetic separation [J]. Journal of Hazardous Materials, 2012, 213:167.

[20] LIU P F, WANG J J, YU D W, et al. Comprehensive reclamation of valuable metals from Aubebearing cyanide residue by chlorination roasting carbothermic reduction magnetic separation: Recovery of iron [J]. Journal of Sustainable Metallurgy, 2021, 7:1748.

[21] SHIVE P N, DIEHL J F. Reduction of hematite to magnetite under natural and laboratory conditions [J]. Journal of geomagnetism and geoelectricity, 1977, 29(4):345-354.

[22] PONOMAR V, DUDCHENKO N, BRIK A, et al. Kinetics of hematite to magnetite reduction in carbon monoxide atmosphere [J]. Mineralogical Journal, 2017, 39(1):36-45.

[23] YU J, HAN Y, LI Y J, et al. Beneficiation of an iron ore fines by magnetization roasting and magnetic separation [J]. International Journal of Mineral Processing, 2017, 168:102.

[24] BASSI P S, RANDHAWA B S, JAMWAL H S. Mssbauer study of the thermal decomposition of some iron(III) dicarboxylates [J]. Thermochimica Acta, 1983, 62(2/3):209-216.

- [3] 魏春霞. 中国金矿资源的现状及前景分析[J]. 中国金属通报, 2018(1):19-20.
- [4] 许金越, 李婷. 江西某含碳砷难处理金矿石浮选试验[J]. 金属矿山, 2015(7):73-76.
- [5] 胡春融, 杨凤, 杨廻春. 黄金选冶技术现状及发展趋势[J]. 黄金, 2006, 27(7):29-36.
- [6] 李骞, 董斯宇, 许瑞, 等. 金矿提金技术及其研究进展[J]. 黄金, 2020, 41(9):86-101.
- [7] 孙长泉, 孙成林. 金银选矿与综合回收[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2014.
- [8] 胡岳华. 矿物浮选[M]. 长沙: 中南大学出版社, 2014.
- [9] 吉强, 李光胜, 朱幸福, 等. 基于工艺矿物学分析提高金浮选尾矿选矿回收率的研究[J]. 贵金属, 2023, 44(3):31-34.
- [10] 关翔, 王壮壮, 张吉祥. 新疆某金精矿浮选优化试验研究[J]. 冶金管理, 2019, (11):23.

Experimental research on the ore-dressing process for a gold ore in Gansu

Wang Weijun^{1,2}, Wang Runtao^{1,2}, Chen Weihua^{1,2}, Chang Mingming^{1,2}

(1. Henan First Geological and Mineral Survey Institute Co., Ltd.;

2. Key Laboratory of Au - Ag Polymetallic Deposit Series and Deep-seated Metallogenic Prognosis of Henan Province)

Abstract: Flotation tests were conducted on a gold ore in Gansu Province. The experiment used sodium carbonate as the regulator, copper sulfate as the activator, a mixture of butyl xanthate and dibutyl dithiophosphate as the collector, and No. 2 oil as the frother. Through twice roughing, twice scavenging, and three times cleaning in closed-circuit tests, a concentrate product with a gold grade of 251.27 g/t and a gold recovery rate of 96.67% was obtained. The technical indicators are excellent, providing a technical basis for the separation of this type of gold ore.

Keywords: flotation; grinding fineness; refractory gold ore; closed-circuit test; mixed collector

(上接第 39 页)

Study on synergistic roasting - magnetic separation enrichment for separation of gold and iron from carbonaceous gold concentrates and cyanide tailings

Zhang Liang^{1,2}, Song Yonghui^{1,2}, Zhang Xinwei³, Dong Ping^{1,2}, Zhu Rongyan^{1,2}, Shi Jiajun^{1,2}

(1. School of Metallurgical Engineering, Xi'an University of Architecture and Technology;

2. Shaanxi Key Laboratory of Gold and Resources;

3. Analysis and Test Center, Xi'an University of Architecture and Technology)

Abstract: To address the issues of low gold leaching rates due to high carbon content in carbonaceous gold concentrates and high iron content in cyanide tailings, a synergistic roasting - magnetic separation technology for carbonaceous gold concentrates and cyanide tailings was proposed to separate and recover gold and iron. The research results showed that under the conditions of a mass ratio of carbonaceous gold concentrate to cyanide tailings of 1:1, roasting temperature of 800 °C, roasting time of 60 min, calcium carbonate mass fraction of 10%, grinding fineness of -0.074 mm accounting for 90%, and magnetic field intensity of 0.20 T, the gold leaching rate reached 82.47%, the iron grade of iron concentrate was 60.15%, and the iron recovery rate was 75.58%. During roasting, carbonaceous matter and pyrite in carbonaceous gold concentrates acted as reducing agents to reduce hematite in cyanide tailings to magnetite, reducing the "preg-robbing" effect of carbonaceous matter and the encapsulation of gold minerals by pyrite. This method not only recovers iron minerals from cyanide tailings but also significantly improves the gold leaching rate. It achieves the comprehensive recovery and utilization of carbonaceous gold concentrates and cyanide tailings, with low-cost and simple process, providing a new approach to the comprehensive utilization of carbonaceous gold ore resources.

Keywords: carbonaceous gold ore; cyanide tailings; hematite; vacuum roasting; magnetic separation