

引文格式:宫嘉辰,赵景富,姜超,等.塔吉克斯坦某难处理金精矿低温二段焙烧预处理试验研究[J].中国有色冶金,2024,53(3):30-36.

GONG Jiachen, ZHAO Jingfu, JIANG Chao, et al. Experimental study on pretreatment of refractory gold concentrate by low temperature second stage roasting from Tajikistan[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2024, 53(3):30-36.

塔吉克斯坦某难处理金精矿低温二段焙烧 预处理试验研究

宫嘉辰^{1,2}, 赵景富², 姜超², 刘妍²

(1.中南大学资源加工与生物工程学院,湖南长沙410083;2.沈阳有色金属研究院有限公司,辽宁沈阳110141)

[摘要] 高砷高硫金精矿中的金矿物被毒砂(As_2O_3)和黄铁矿(FeS_2)包裹,直接氰化浸出浸出率较低,其预处理工艺一直是研究关注的热点。本文以塔吉克斯坦高砷高硫金精矿为研究对象,在热重分析和热力学分析的基础上采用二段焙烧法进行预处理,脱除大部分砷、硫、有机碳等有害杂质,并对工艺参数进行优化。试验考察了添加剂及焙烧温度、时间对金精矿中碳、硫、砷脱除率的影响,并在最终焙烧产物物相分析基础上进行了焙烧-氰化浸出验证试验,得到以下主要结论。一段焙烧采用弱氧焙烧气氛焙烧脱砷,不需使用添加剂,较优工艺参数为焙烧温度 $500\sim 550\text{ }^\circ\text{C}$ 、焙烧时间2h;二段焙烧采用富氧气氛焙烧脱硫,较优工艺参数为焙烧温度 $650\sim 700\text{ }^\circ\text{C}$ 、时间2h;在上述较优工艺参数下的焙烧-氰化浸出的碳脱除率、硫脱除率和砷脱除率分别为91.16%、96.93%和92.52%,金浸出率达到95.30%。该结果相对于直接氰化浸出,金浸出率提高了20%,一定程度上实现了资源的高值化利用,为难处理金精矿高效提金提供了技术依据。

[关键词] 塔吉克斯坦;难处理金精矿;高砷高硫金精矿;预处理工艺;低温焙烧;热分解

[中图分类号] TF831 [文献标志码] A [文章编号] 1672-6103(2024)03-0030-07

DOI:10.19612/j.cnki.cn11-5066/tf.2024.03.004

0 引言

金矿床类型复杂多样,在地壳中丰度值很低,需要通过多种地质构造演化和多次成矿作用叠加才可能形成。多年来,因矿产资源浪费、尾矿资源开发利用不够、开采措施有限等因素^[1],难处理金矿受到众多关注。目前氰化法依然是被广泛采用且成熟的处理金精矿的工艺方法^[2],但难处理金精矿一般含有高硫、高砷,常规提金工艺难获得理想的经济效益,不论是原矿石还是浮选精矿,金的直接浸出率都几乎为零^[3]。高硫高砷难浸出金矿石和金精矿,由于砷化物和硫化物对金矿物的包裹作用,其预处理工艺一直是研究关注的热点。

工业上预处理方法主要有焙烧氧化法、化学氧化法、生物氧化法和加压氧化法。化学氧化法能将硫化矿物氧化,但所需成本较高,对设备腐蚀严重;生物氧化法投资成本较低,能耗较低,环境污染小,但所需氧化时间较长,细菌对氧化酸度、温度、杂质等环境因素要求较为严格,常用于金品位低、硫品位偏低矿石;加压氧化法反应速率较快,氧化较为彻底,环境污染小,但氧化过程中可能会有元素硫的生成、设备投资大、生产成本低。上述工艺都存在硫、砷污染的问题^[4]。

本文采用二段焙烧法处理塔吉克斯坦金精矿,在氧化气氛中加热硫化矿,将矿石中的全部(或部分)硫化物转变为相应的金属氧化物(或硫酸盐),从而改善了一段焙烧中脱砷不完全的情况,该过程在保证让自然金全部裸露出来的同时,解决了硫和砷的污染问题,具有环保高效、适应性强、可靠性高和处理量大等优点,尤其在高硫、高砷矿石处理上有

[收稿日期] 2023-12-26

[第一作者] 宫嘉辰(1988—),女,辽宁鞍山人,在读博士研究生,高级工程师,从事有色金属火法冶金方面工作。

较为明显优势,将浸出率从70%提高到95%。

1 试验原料

1.1 多元素分析

试验所用原料为塔吉克斯坦某矿山难处理金矿,金精矿的多元素化学成分结果见表1。其中Au占比高达73.27 g/t,此外含有较高的As和S。然而,如果直接采用氰化浸出方法处理这种金精矿,可能会因毒砂(As_2O_3)和黄铁矿(FeS_2)等脉石的包裹,导致浸出率降低。

表1 金精矿多元素化学成分分析

Table 1 Multi-element chemical composition analysis of gold concentrate %

元素	Au*	Ag*	As	S	C
含量	73.27	15.85	6.61	16.78	2.08
元素	Sb	Bi	Fe	CaO	MgO
含量	0.073	0.010	20.35	0.697	1.09
元素	Al_2O_3	SiO_2	Cu	Pb	Zn
含量	8.52	32.61	0.071	0.056	0.088

注: * 元素单位为 g/t。

1.2 矿物相

图1给出了金精矿原矿的XRD图。由图可知,金精矿中含有一定量的黄铁矿、毒砂等脉石矿物,其中Au因含量过低而不能被XRD识别。

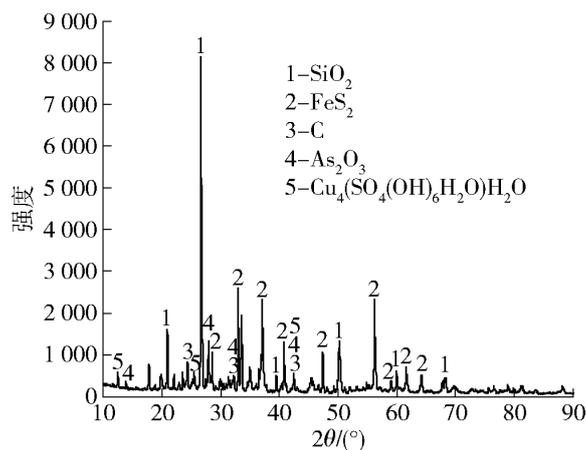


图1 原矿的X射线衍射图

Fig. 1 X-ray diffractogram of raw ore

1.3 表面形貌

样品中的主要矿物为黄铁矿、和毒砂,含量分别为24.55%和14.52%,其次为少量石墨,含量为2.14%。黄铁矿多以单体颗粒存在,粒度较细小,连生体主要为黄铁矿与脉石矿物结合的连生体,多为

富连生体,还有一些微细粒黄铁矿分布在粗粒脉石中形成的连生体,少量黄铁矿被褐铁矿包裹形成连生体,见图2;另外偶见黄铁矿与自然金结合和包裹自然金形成的连生体矿。毒砂主要以单体颗粒存在,少量连生体为毒砂与脉石矿物结合形成的连生体,见图2,粒度较黄铁矿细小均匀。石墨主要以单体颗粒存在,连生体主要为石墨与脉石矿物结合形成的连生体(见图2(a)~(b)),粒度较细小,粗细不均匀。

1.4 金精矿的热重分析

对该金精矿进行热重分析研究,分析空气气氛下金精矿的TG-DSC分析曲线,试验结果如图3所示。

由图中TG曲线可知,金精矿在升温过程中有明显的失重,失重率为12.67%,矿物在448℃时开始发生反应,在氧气充足的条件下,精矿中各矿物的氧化反应在448~602℃完成。砷黄铁矿在471℃发生热分解,这与砷和硫的挥发以及铁氧化合物的进一步分解相关^[5-6]。在502.3℃时,由于黄铁矿中的结晶水和硫在加热过程中被释放,导致曲线失重,同时 FeS_2 开始发生热分解,转变为铁氧化物^[7]。570.4℃的放热峰是由碳的热分解引起的,有机碳可能经历热裂解,分解成 CO_2 、 CO 和残留物。在这一阶段,碳酸盐等无机碳可能会发生分解^[8]。

2 试验原理

2.1 工艺原理

焙烧预处理的目的是除去大部分砷、硫、有机碳等有害杂质,使金颗粒暴露出来并形成多孔状的焙砂,有利于后续的氰化浸金过程,从而提高回收率。采用两段焙烧法对金精矿进行预处理。第一段焙烧采用弱氧焙烧脱砷,主要原理是控制炉内的弱氧气氛,使砷黄铁矿中的砷在氧气氛围中转化成 As_2O_3 ($4\text{FeAsS} + 10\text{O}_2 \rightarrow 2\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{As}_2\text{O}_3 + 4\text{SO}_2$)。如果此时氧气过剩,那么体系中就会生成较多的 As_2O_3 与 Fe_2O_3 ,这两者反应会变成铁砷酸盐($2\text{As}_2\text{O}_3 + 2\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{O}_2 \rightarrow 4\text{FeAsO}_4$),导致砷被固定在焙砂中而无法脱除,从而对金形成新的包裹,影响后续氰化浸出。同时,在这个阶段,金精矿中的黄铁矿(FeS_2)可能会部分被氧化为 FeS 和 SO_2 。这是因为在弱氧气氛中, FeS_2 的氧化反应不完全,部分硫化物会被还原为 FeS ,而不是完全氧化为 Fe_2O_3 。第二段焙烧采用富氧气氛焙烧脱硫,该阶段炉内的氧气

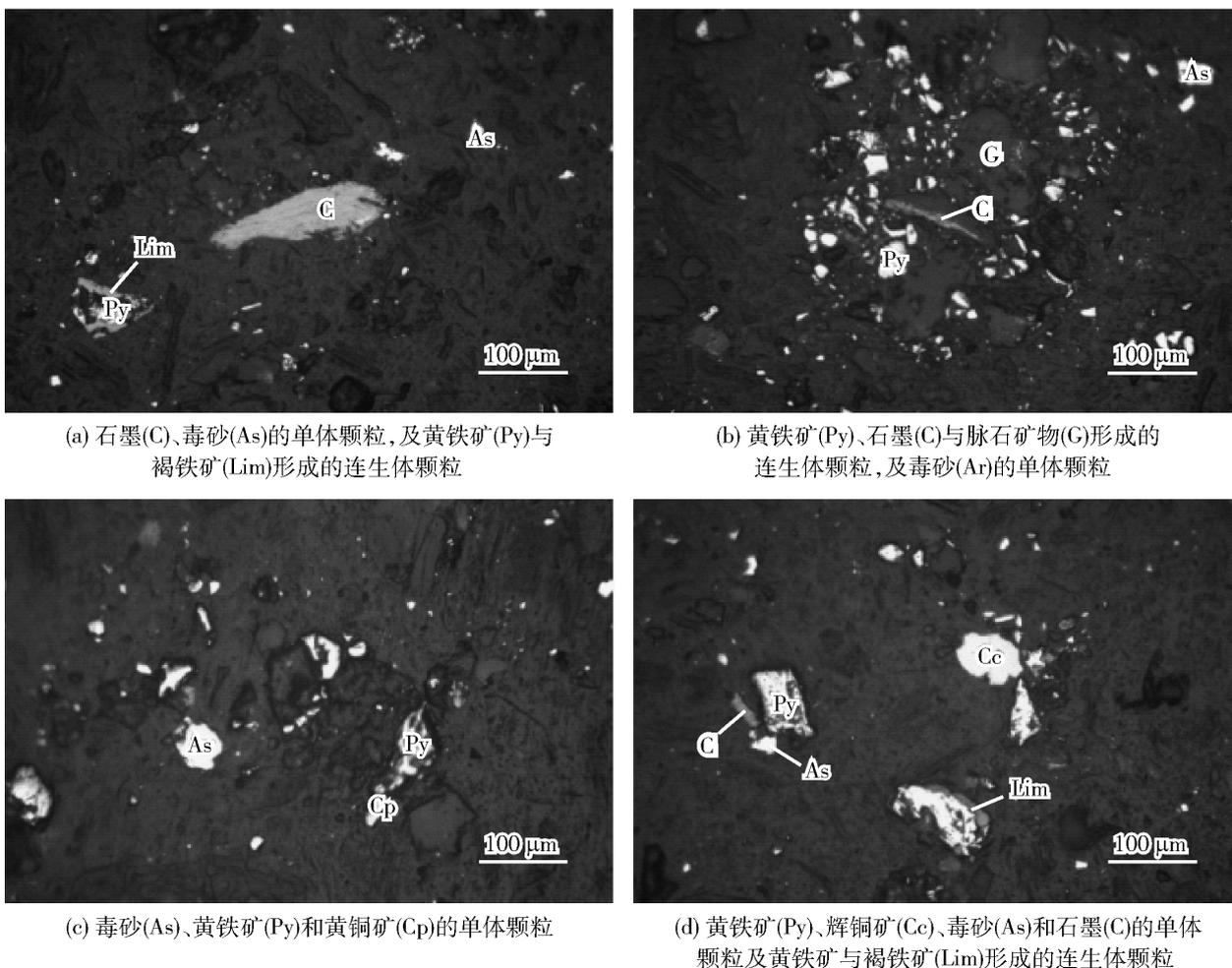


图2 偏光显微镜图

Fig. 2 Polarization microscope image

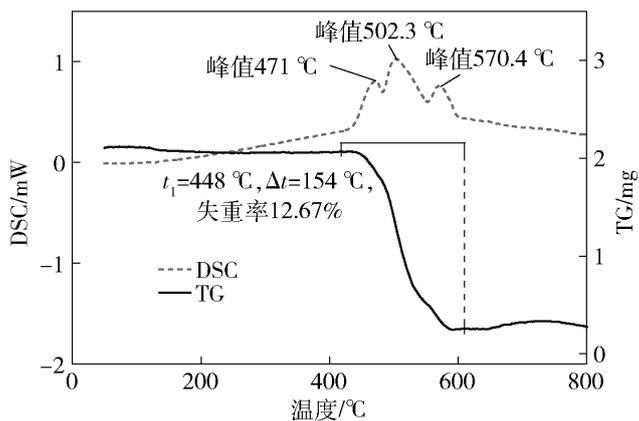


图3 金精矿热重分析曲线图

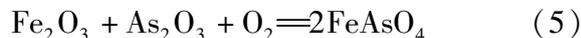
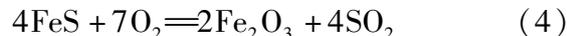
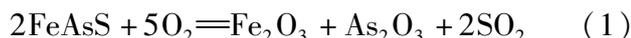
Fig. 3 Thermogravimetric analysis curve of gold concentrate

气氛充裕,进一步促进残留的 FeS_2 、 FeS 向 SO_2 以及高价态的铁转化,最终形成颗粒状的赤铁矿,颗粒状的 Fe_2O_3 有利于后续浸出过程。

2.2 焙烧过程热力学分析

本次试验焙烧过程中涉及的主要方程式见式(1)~(5),其中式(1)、式(2)表示弱氧焙烧阶段

发生的主要化学反应,式(3)、式(4)表示富氧焙烧阶段发生的主要化学反应。



对上述5个化学反应方程式进行热力学分析,通过计算 $\Delta G^\theta - T$ 的关系式^[9-10],得到吉布斯自由能和温度的关系,见图4。

由图4可以分析出,在热力学理论上,焙烧过程中上述5个反应均可进行。原料中存在的黄铁矿和砷黄铁矿在 O_2 的作用下,均可以转化成 FeS 和气态 As_2O_3 ,根据图示,在 $0 \sim 1000^\circ\text{C}$ 范围内,吉布斯自由能都呈负值,这表明热力学理论上方程式(1)~(5)均可实现。氧化焙烧(包括弱氧和富氧条件)的其中一个目标是使黄铁矿和砷黄铁矿中的硫和砷气,硫的热分解温度介于 700°C 至 1000°C 之间^[9],而砷的热分解温度通常在 600°C 以上^[10]。此外,焙

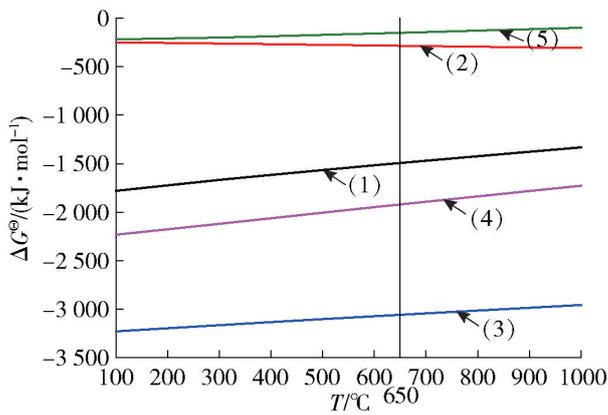


图4 焙烧过程主反应的 $\Delta G^\theta - T$ 图

Fig. 4 $\Delta G^\theta - T$ diagram of the main reaction during roasting process

烧有助于促进 FeO 向 Fe_2O_3 的转化,以形成多孔结构^[11],有利于随后的氰化浸出。而 $4\text{FeO} + \text{O}_2 \rightarrow 2\text{Fe}_2\text{O}_3$ 的转化也通常需要在 $500\text{ }^\circ\text{C}$ 以上才能进行^[11]。因此,试验探索了在 $450 \sim 750\text{ }^\circ\text{C}$ 范围内砷、硫、碳脱除率随温度变化的情况。

3 试验方法

准确称取试验用原料并装入试验器皿中,放入炉内升温,试验过程中为保证焙烧效果、扩大焙烧原料表面积,将原料平铺在 $25\text{ cm} \times 20\text{ cm}$ 不锈钢方盘中。第一阶段为低温弱氧状态下焙烧,为常规空气气氛下进行;第二阶段为高温富氧状态下焙烧,试验中通入空气 $0.6 \sim 0.8\text{ m}^3/\text{h}$ 。焙烧后样品均倒入浓度为 10% 稀硫酸溶液中水淬,水浴锅 $90\text{ }^\circ\text{C}$ 恒温 1 h ,水淬后样品过滤采用真空抽滤,焙烧样品在布式漏斗上水洗至中性,烘干,称重,送至氰化浸出。

4 试验结果与讨论

4.1 焙烧添加剂试验

固定焙烧条件为金精矿 500 g ,焙烧温度 $650\text{ }^\circ\text{C}$,焙烧时间 4 h 。选取 4 种常用的添加剂,分别为 NaOH 、 Na_2CO_3 、 Na_2SO_4 、 NaCl ,添加剂加入量为矿物质量的 5% 。添加剂加入方式采用浆化方式,将矿石调配至 $60\% \sim 70\%$ 浓度矿浆,加入添加剂浆化 16 h ,烘干、磨矿后进行焙烧。考察添加剂种类和无添加剂对杂质脱除率及金浸出率的影响,试验结果如图 5 所示。

从图 5 可以看出,使用 NaCl 或者 NaOH 作为添加剂焙烧-氰化浸出后,浸出渣中剩余金含量分别

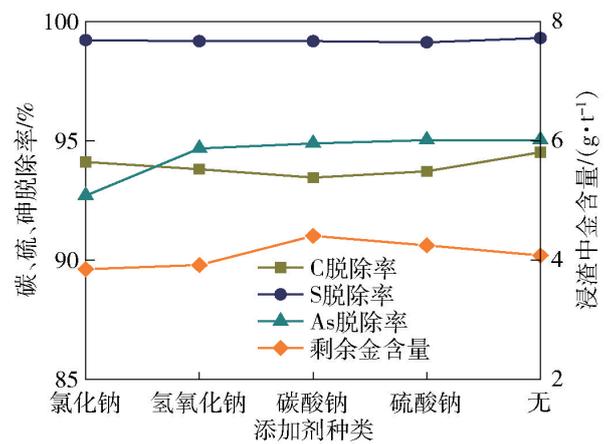


图5 不同添加剂焙烧试验结果

Fig. 5 Roasting test results of different additives

下降至 3.85 g/t 、 3.92 g/t ,说明使用 NaCl 或者 NaOH 作为添加剂对该金精矿焙烧-氰化浸出效果有一定影响,但影响不十分显著;添加剂的使用对 C、S、As 脱除率影响相对较小。从能源消耗以及提高生产效率等方面考虑,后续试验暂不使用添加剂。

4.2 一段焙烧温度试验

固定试验条件为金精矿 500 g 、一段焙烧时间 2 h 、二段焙烧时间 2 h 、二段焙烧温度 $700\text{ }^\circ\text{C}$ 、二段焙烧控制通入空气量 $0.6 \sim 0.8\text{ m}^3/\text{h}$ 、浸出条件相同。

分别设置试验一段焙烧温度为 $450\text{ }^\circ\text{C}$ 、 $500\text{ }^\circ\text{C}$ 、 $550\text{ }^\circ\text{C}$ 、 $600\text{ }^\circ\text{C}$,考察一段焙烧温度对砷脱除率的影响,结果如图 6 所示。

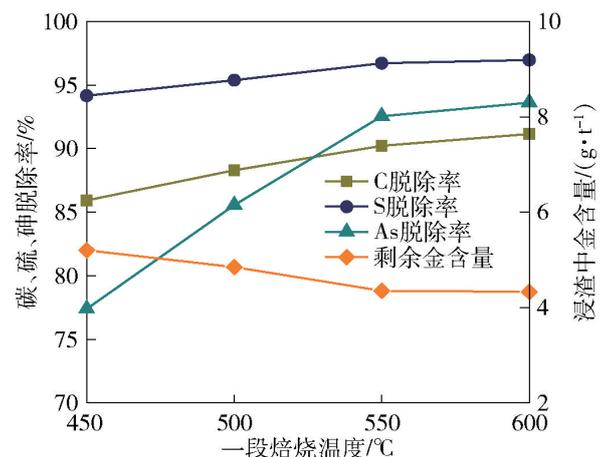


图6 一段焙烧温度试验结果

Fig. 6 Results of first stage roasting temperature test

从图 6 可以看出,当温度由 $450\text{ }^\circ\text{C}$ 提高至 $550\text{ }^\circ\text{C}$ 时,As 脱除率由 77.39% 提高至 92.55% ,增幅较大,效果明显;温度由 $550\text{ }^\circ\text{C}$ 提高至 $600\text{ }^\circ\text{C}$,As 脱除率由 92.55% 提高到 93.62% ,增幅缓慢;如继

续提高温度,会导致矿石中生成铁砷化合物,影响矿石中的砷脱除率,进而影响氰化浸出金浸出率。综合考虑,一段焙烧温度范围应控制在 500 ~ 550 °C 之间较佳,因此,后续试验一段焙烧温度均在 550 °C 的温度条件下进行。

4.3 一段焙烧时间试验

固定试验条件为金精矿 500 g、一段焙烧温度 550 °C、二段焙烧时间 2 h、二段焙烧温度 700 °C、二段焙烧控制通入空气量 0.6 ~ 0.8 m³/h。

分别设置试验一段焙烧时间为 1 h、2 h、3 h,考察一段焙烧时间对 As 的脱除率的影响,结果如图 7 所示。

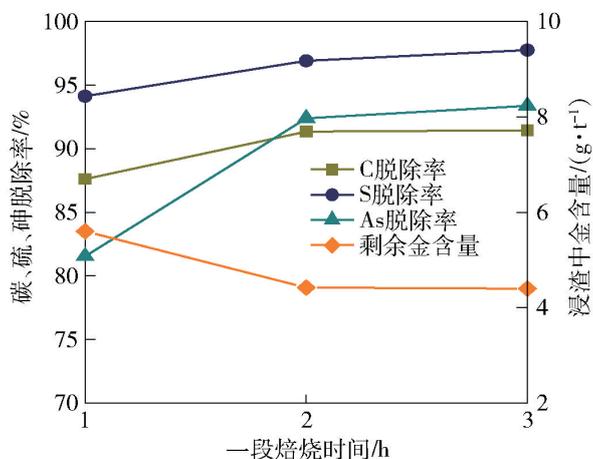


图 7 一段焙烧时间试验结果

Fig. 7 Results of first stage roasting time test

从图 7 可以看出,在温度 550 °C 的条件下,一段焙烧时间由 1 h 延长至 2 h,As 脱除率由 81.54% 大幅提高至 92.39%,继续延长焙烧时间,As 脱除率变化不大。从能源消耗以及生产效率方面考虑,一段焙烧时间应控制在 2 h 以内,后续试验一段焙烧时间为 2 h。

4.4 二段焙烧温度试验

固定试验条件为金精矿 500 g、一段焙烧温度 550 °C、一段焙烧时间 2 h、二段焙烧时间 2 h、二段焙烧控制通入空气量 0.6 ~ 0.8 m³/h。

分别设置二段焙烧温度为 600 °C、650 °C、700 °C、750 °C,考察二段焙烧温度对浸渣中含金量的影响,结果如图 8 所示。

由图中可见,当温度在 700 °C 时,氰化浸渣中含金量可降至 4.41 g/t;继续升温至 750 °C 后,焙砂存在部分烧结现象,导致金粒被包裹,降低氰化浸出金浸出率。综合考虑,该金精矿二段焙烧温度在 650 ~ 700 °C 较佳。

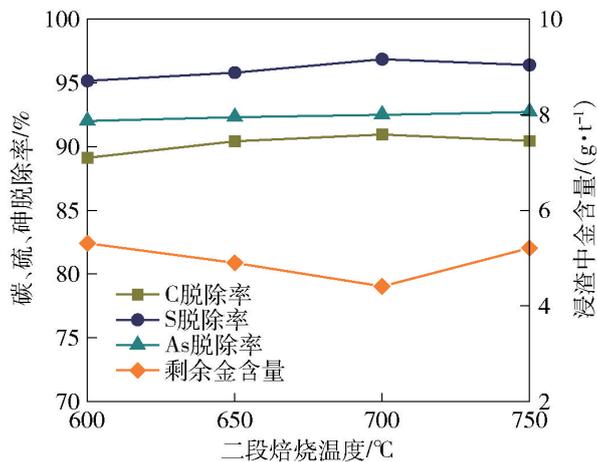


图 8 二段焙烧温度试验结果

Fig. 8 Results of second stage roasting temperature test

4.5 二段焙烧时间试验

固定试验条件为金精矿 500 g、一段焙烧温度 550 °C、一段焙烧时间 2 h、二段焙烧温度 700 °C、二段焙烧控制通入空气量 0.6 ~ 0.8 m³/h。

分别设置二段焙烧时间为 1 h、2 h、3 h,考察二段焙烧时间对硫的脱除率以及浸渣中金含量的影响,试验结果如图 9 所示。

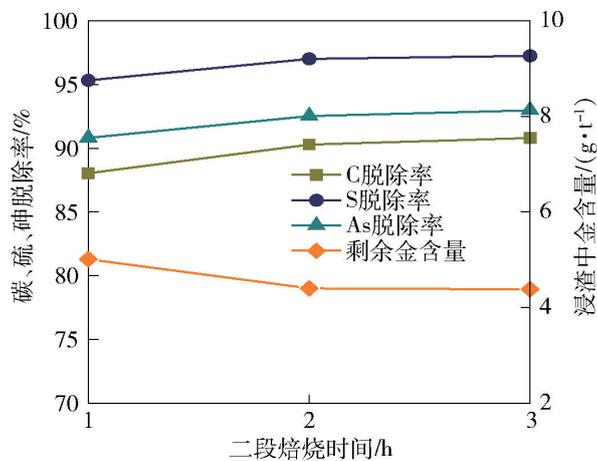


图 9 二段焙烧时间试验结果

Fig. 9 Results of second stage roasting time test

从图 9 可以看出,脱硫率随着焙烧时间的提高而延长。焙烧时间由 1 h 延长至 2 h,焙砂中含硫由 1.01% 降至 0.67%,随着矿石中硫化物的氧化,可使矿石中更多金粒暴露,氰化浸渣中金含量由 5.01 g/t 降至 4.40 g/t。继续延长焙烧时间矿石脱硫率变化不明显,浸渣中金含量无明显变化。综上所述,二段焙烧时间为 2 h。

图 10 显示了二段焙烧后产品的矿物相组成。从图中可以看出,黄铁矿在氧化焙烧之后转变成了 Fe₂O₃,同时经过焙烧 As 和 S 消失不见。这表明,在

两段焙烧之后,包裹 Au 的黄铁矿和毒砂在高温下发生了裂解,为后续的氰化浸出提供了条件。

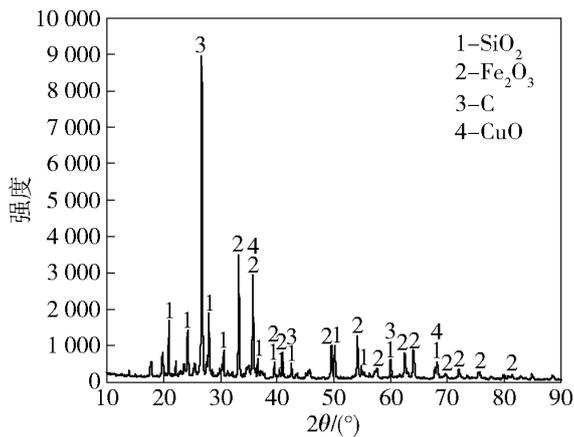


图 10 焙烧产品的 XRD

Fig. 10 XRD of roasted products

4.6 焙烧-氰化浸出最佳工艺条件下验证试验

综合条件试验结果,金精矿焙烧较佳技术条件为金精矿 500 g、一段焙烧温度 550 °C、一段焙烧时间 2 h、二段焙烧温度 700 °C、二段焙烧时间 2 h,二段焙烧控制通入空气量 0.6 ~ 0.8 m³/h。焙烧后样品均倒入浓度为 10% 稀硫酸溶液中水淬,水浴锅 90 °C 恒温 1 h,水淬后样品过滤采用真空抽滤,焙烧样品在布式漏斗上水洗至中性,烘干,称重,送至氰化浸出。

在该技术条件下进行了 5 次焙烧-氰化浸出验证试验,试验结果如图 11 所示。

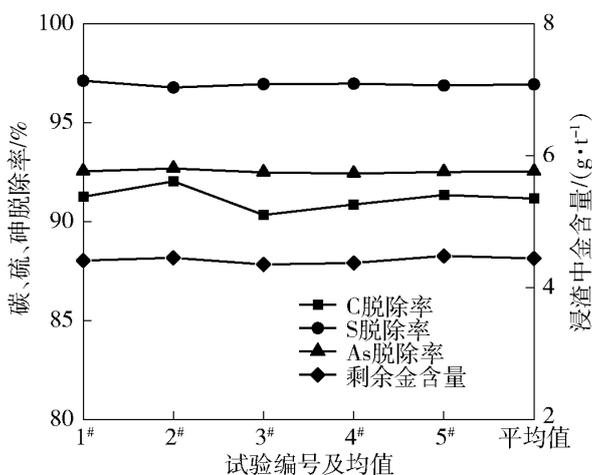


图 11 焙烧验证试验结果

Fig. 11 Roasting test results

从图中可以看出,金精矿焙烧-氰化浸出验证试验所确定的技术条件较为稳定,技术指标重现性好。C 脱除率(平均值)91.16%,S 脱除率(平均值)96.93%,As 脱除率(平均值)92.52%,金浸出率(平

均值)95.30%,浸出渣含金(平均值)4.44 g/t,原因是在焙烧过程中微量的 Au 与黄铁矿分解出的 Fe₂O₃ 形成连生体,以及被脉石矿物包裹住的细小晶粒,都导致了浸出渣中含有微量的 Au。同时 As₂O₃ 以气态的形式留在烟气中,形成细微颗粒随烟气进入收尘装置进行处理。

5 结论

通过对塔吉克斯坦金精矿进行元素分析、矿相分析以及热重分析,确定其中成分及分布。后通过单因素试验优化预处理工艺参数,得到如下主要结论。

1) 通过对矿物分析,采用低温二段焙烧工艺进行预处理。第一段为低温弱氧气氛焙烧脱砷,焙烧温度控制范围在 500 ~ 550 °C 之间,时间为 2 h。二段为高温富氧气氛焙烧脱硫,焙烧温度控制范围在 650 ~ 700 °C 之间,时间为 2 h。

2) 金精矿在最佳工艺条件下焙砂产率 75.84%,焙砂中金含量为 94.55 g/t,碳脱除率 91.16%,硫脱除率 96.93%,砷脱除率 92.52%,浸出渣中金含量 4.44 g/t,金浸出率 95.30%,与原本浸出率 70% 相比,金浸出率有了大幅提高。

[参考文献]

- [1] 熊领领,田静. 含砷金精矿焙烧氧化预处理工艺研究[J]. 有色冶金节能, 2020, 36(3): 16-19.
XIONG Lingling, TIAN Jing. Study on the roasting oxidation pretreatment process of arsenic bearing gold concentrate [J]. Energy Saving of Nonferrous Metallurgy, 2020, 36(3): 16-19.
- [2] 董岁明,周春娟. 新疆某高硫高砷金精矿的预处理氰化浸金试验研究[J]. 黄金, 2011, 32(5): 42-44.
DONG Suiming, ZHOU Chunjuan. Experimental study on pretreatment cyanidation gold-leaching methods for a high sulfur arsenic gold concentrate in Xinjiang [J]. Gold, 2011, 32(5): 42-44.
- [3] 贺日应. 硝酸氧化工艺预处理东北寨金精矿试验研究[J]. 黄金, 2007, 28(5): 36-38.
HE Riyang. An experimental research on nitric acid oxidation extracting technique of gold concentrate [J]. Gold, 2007, 28(5): 36-38.
- [4] 张天佑,左乐,林作超,等. 含砷难处理金精矿预处理工艺研究进展[J]. 吉林地质, 2023, 42(1): 54-58.
ZHANG Tianyou, ZUO Le, LIN Zuochao, et al. Research progress on pretreatment process of arsenic-containing refractory gold concentrate [J]. Jilin Geology, 2023, 42(1): 54-58.
- [5] 王静,赵国惠,赵俊蔚,等. 含砷难处理金精矿焙烧预氧化-氰化提金工艺试验研究[J]. 黄金, 2013, 34(4): 49-53.

- WANG Jing., ZHAO Guohui., ZHAO Junwei., et al. Experimental study on roasting pre-oxidation-cyanide leaching process of arsenic-containing carbon gold concentrate[J]. *Gold*, 2013, 34(4): 49–53.
- [6] 李希山, 李茂强, 陈英杰. 金精矿两段焙烧工艺研究[J]. *有色矿冶*, 2019, 35(3): 25–28.
- LI Xishan, LI Maoqiang, CHEN Yingjie. Study on two-stage oxidative roasting technology of gold concentrate. *Non-ferrous Mining and Metallurgy*, 2019, 35(3): 25–28.
- [7] 陈姿霖. 机械活化对黄铁矿热自燃动力学特性的影响[J]. *化工矿物与加工*, 2021, 50(8): 54–58.
- CHEN Zilin. Effect of mechanical activation of pyrite on kinetics characteristics of coal thermal self-ignition[J]. *Chemical Minerals and Processing*, 50(8): 54–58.
- [8] 刘志荣, 高大猛, 路冰. 黄铁矿对煤自然氧化影响的实验研究[J]. *中国矿业*, 2022, 31(3): 73–80.
- LIU Zhirong, GAO Dameng, LU Bing. Experimental study on the influence of pyrite on the natural oxidation of coal[J]. *China Mining*, 2022, 31(3): 73–80.
- [9] 刘雨浩, 毛宏勃, 宋文强, 等. 磷石膏-硫酸渣煤基还原焙烧物相转化研究[J]. *非金属矿*, 2023, 46(1): 11–15.
- LIU Yuhao, MAO Hongbo, SONG Wenqiang, et al. Study on phase transformation of phosphogypsum-pyrite cinder under coal based reduction roasting[J]. *Non-Metallic Mines*, 2023, 46(1): 11–15.
- [10] 周龙, 马华菊, 周素莲. 含砷银精矿中砷的除杂研究[J]. *矿产综合利用*, 2023(3): 127–131.
- ZHOU Long, MA Huaju, ZHOU Sulian. Study on arsenic removal from arsenic-bearing silver concentrate[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2023(3): 127–131.
- [11] 金会心, 吴复忠, 李军旗, 等. 高硫铝土矿微波焙烧脱除黄铁矿硫[J]. *中南大学学报(自然科学版)*, 2020, 51(10): 2707–2718.
- JIN Huixin, WU Fuzhong, LI Junqi, et al. Desulfurization of pyrite in high-sulfur bauxite with microwave roasting process[J]. *Journal of Central South University (Science and Technology)*, 2020, 51(10): 2707–2718.

Experimental study on pretreatment of refractory gold concentrate by low temperature second stage roasting from Tajikistan

GONG Jiachen^{1,2}, ZHAO Jingfu², JIANG Chao², LIU Yan²

(1. School of Minerals Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha 410083, China;

2. Shenyang Research Institute of Nonferrous Metals Limited Company, Shenyang 110141, China)

Abstract: Gold minerals in high arsenic and high sulfur gold concentrate are coated with arsenopyrite (As_2O_3) and pyrite (FeS_2), and the leaching rate of direct cyanide leaching is low. The pretreatment technology of high arsenic and high sulfur gold concentrate has been the focus of research attention. In this paper, Tajikistan gold concentrate with high arsenic and high sulfur is taken as the research object. On the basis of thermogravimetric analysis and thermodynamic analysis, a two-stage roasting method is used for pretreatment to remove most of the harmful impurities such as arsenic, sulfur and organic carbon, and the process parameters are optimized. The effects of additives, calcination temperature and time on the removal rate of carbon, sulfur and arsenic in gold concentrate were investigated. Based on the phase analysis of the final calcination product, the roasting-cyanide leaching test was carried out, and the main conclusions were obtained as follows. The first-stage roasting was carried out in a low oxygen atmosphere without additives, and the optimum process parameters were roasting temperature 500 ~ 550 °C and roasting time 2 h. The second-stage roasting was performed in an oxygen-rich atmosphere, and the optimum process parameters were roasting temperature 650 ~ 700 °C and time 2 h. Under the above optimal process parameters, the removal rates of carbon, sulfur and arsenic were 91.16%, 96.93% and 92.52%, respectively, and the gold leaching rate reached 95.30%. Compared with the direct cyanide leaching, the gold leaching rate is increased by 20%, which realizes the high value utilization of resources to a certain extent, and provides a technical basis for efficient gold extraction from refractory gold concentrate.

Key words: Tajikistan; refractory gold concentrate; high arsenic and sulfur gold concentrate; pretreatment process; low temperature roasting; thermal decomposition