

河南某泥质高氧化型金矿选冶联合回收工艺

杨宁

(洛阳坤宇矿业有限公司, 河南 洛阳 471700)

摘要: 河南某金矿具有嵌布关系复杂、氧化率高、泥化严重等特点, 属于复杂难选泥质高氧化型金矿, 选矿厂浮选指标不理想。为提高此类矿石的选矿回收率, 开展了详细的实验研究, 实验研究结果表明: 采用单一浸出工艺和预氧化+浸出工艺均很难获得理想的浸出指标, Au 浸出率仅为 77.46%、80.28%; 采用焙烧+浸出工艺可显著提高浸出指标, Au 浸出率为 93.66%, 但技术经济性较差; 采用浮选+浸出工艺可获得较为理想的指标, Au 总回收率为 94.25%, 且工艺流程可操作性强。因此, 浮选+浸出工艺对此类矿石具有较好的适应性, 不仅可回收高度弥散分布在硫化物和脉石矿物中的超细微粒级金, 而且粗粒级颗粒金也得到较好的回收。本研究为矿山企业的生产实践提供了重要借鉴。

关键词: 氧化型金矿; 泥质; 浮选+浸出; 环保浸金剂; 回收率

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2022.05.025

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2022) 05-0148-05

我国金矿资源虽然储量丰富, 但贫矿多, 富矿少, 中小型矿多, 大型、超大型矿少, 随着开发利用的进一步深入, 易选好选金矿资源将逐渐面临枯竭, 复杂难选金矿将成为今后开发利用的重要黄金资源^[1-2]。据不完全统计, 在我国探明黄金储量统计中, 约 1/3 的金矿资源为复杂难选金矿^[3-4], 主要包括氧化型金矿、泥质金矿、微细粒级嵌布金矿、碳质金矿、高硫金矿等^[5-6]。目前, 金矿的选矿方法主要有重选法、浮选法、氰化法或联合法^[7-9]。

河南某金矿资源储量丰富, 矿石类型主要有氧化矿石和原生矿石两类, 原生矿石主要为含金硫化物石英脉型矿石, 选矿回收率较高, 对于氧化型金矿石, 其性质复杂多变, 嵌布关系复杂, 泥化严重, 氧化率一般为 50%~90%, 目前选矿厂选矿工艺为单一浮选工艺, 不仅药剂消耗量大, 而且选矿回收率较低, 一般在 50%~70%, 这不仅造成了黄金资源的严重浪费, 而且严重影响矿山企业的经济效益, 因此, 如何提高此类矿石的选矿回收率的问题亟待解决。

为提高此类复杂泥质高氧化型金矿的回收指标, 开展了单一浸出、预氧化浸出、焙烧+浸出、浮选-浸出等多方案对比实验研究, 为生产实践提供了重要借鉴。

1 性质分析

1.1 矿物组成

试样中金属矿物主要有菱铁矿、褐铁矿和黄铁矿, 含有少量赤铁矿、方铅矿、黝铜矿、黄铜矿、闪锌矿、斑铜矿和自然金; 非金属矿物主要有石英、伊利石、白云石、斜长石和绿泥石, 其中泥质矿物伊利石和绿泥石合计矿物含量达 37.66%。矿物成分及含量分析见表 1。

1.2 化学多元素分析

试样化学多元素分析结果见表 2, 由表 2 可知, 试样中 Au 品位为 1.42 g/t, As 含量较低, 为 0.0039%, 有机碳含量较高, 为 0.35%, 这部分有机碳会对 Au 的浸出率有一定影响。

1.3 物相分析

试样金的物相分析结果见表 3, 由表 3 可知,

收稿日期: 2022-04-28

作者简介: 杨宁 (1984-), 男, 工程师, 主要从事选矿工艺研究及生产管理工作。

表 1 试样矿物成分及含量分析结果/%
Table 1 Mineral composition analysis results of the sample

非金属矿物		金属矿物	
石英	40.30	菱铁矿	2.31
伊利石	31.32	褐铁矿	0.11
白云石	9.80	黄铁矿	0.02
斜长石	7.33	赤铁矿	<0.01
绿泥石	6.34	方铅矿	<0.01
角闪石	1.27	黝铜矿	<0.01
方解石	1.18	黄铜矿	<0.01
磷灰石	0.01	闪锌矿	<0.01
重晶石	<0.01	斑铜矿	<0.01
		自然金	<0.01

表 2 试样多元素分析结果/%
Table 2 Multi-element analysis results of the sample

Au [*]	Ag [*]	Cu	Pb	Zn	TFe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	TiO ₂	SiO ₂	As	K ₂ O	CaO	MgO	S	P ₂ O ₅	TC	有机碳	Te [*]
1.42	2.84	0.004	0.0026	0.0051	10.76	14.39	0.94	48.27	0.0039	3.06	4.81	5.01	0.074	0.27	2.42	0.35	1.25

*单位为g/t。

金主要以包裹金的形式存在，占 54.99%，其中硫化矿的包裹金占 32.28%，其他包裹金占 16.52%，裸露半裸露金占 45.01%，因此单一浮选工艺很难获得较高的选矿指标（与生产指标一致），另外，裸露半裸露金含量相对不高，对浸出指标也有一定的影响。

表 3 试样金物相分析结果
Table 3 Gold element chemical phase analysis of the sample

名称	品位/ (g·t ⁻¹)	分布率/%
裸露半裸露金	0.64	45.01
碳酸盐包裹金	0.13	9.28
铜铅锌硫化物包裹金	0.34	23.77
赤铁矿包裹金	0.10	7.24
硫铁矿包裹金	0.12	8.51
石英硅酸盐包裹金	0.09	6.19
合计	1.42	100.00

至所需矿浆浓度，固定浸出槽转速为 1400 r/min，然后添加石灰调整 pH 值，再添加一定量的浸金剂，浸出一定时间后，对浸出渣进行过滤、清洗、烘干、制样、分析，计算浸出率。原则工艺流程见图 1。

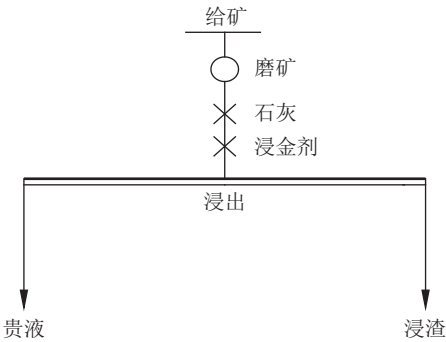


图 1 选矿原则工艺流程
Fig.1 Principle flowsheet of beneficiation test process

2 实验设备及研究方法

2.1 实验设备

实验过程所用实验仪器及设备分别为浸出槽（XJT-80）、浮选机（XFD）、真空过滤机（XTLZ-260）、恒温烘箱（GZX-9070MBE）、电子天平（LT3002E）。

2.2 实验方法

磨矿至所需细度，将矿浆导入浸出槽，调浆

3 结果与讨论

3.1 磨矿细度实验

固定矿浆浓度为 35%，石灰用量 3 kg/t（pH 值为 12），加入 NaCN 3 kg/t，改变磨矿细度进行浸出对比实验，实验结果见图 2。

随着磨矿细度的增加，相同浸出时间的浸出率增加，当磨矿细度为-0.075 mm 70% 时，在浸出时间为 24 h 时，Au 浸出率为 73.24%，浸出时间为

36 h 时, Au 浸出率为 75.35%, 浸出时间为 48 h 时, 浸出率为 76.06%, 再进一步增加磨矿细度, 浸出率增加幅度较小, 因此综合考虑经济因素并结合现场生产的磨矿细度情况, 暂定-0.075 mm 70% 为磨矿细度, 48 h 为较佳浸出时间。

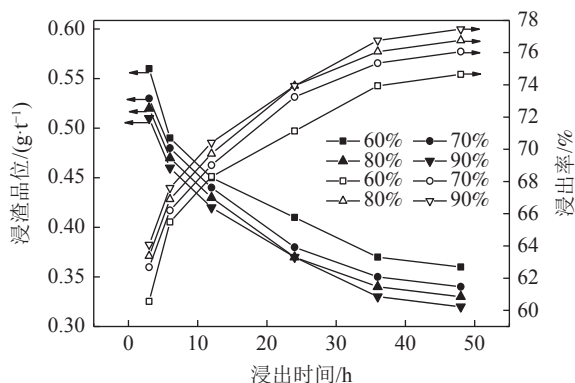


图2 磨矿细度实验结果

Fig.2 Test result of grinding fineness

3.2 浸金剂种类实验

固定磨矿细度为-0.075 mm 70%, 矿浆浓度为 35%, 石灰用量 3 kg/t (pH 值为 12), 浸出时间为 48 h, 浸金剂用量为 3 kg/t, 改变浸金剂种类进行对比实验, 考查浸金剂种类对浸出指标的影响, 实验结果见图 3。

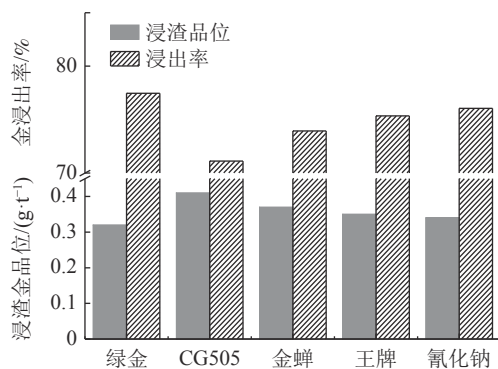


图3 浸金剂种类实验结果

Fig.3 Test result of the type of leaching agent

由图 3 可知: 绿金、金蝉、王牌三种环保浸金剂效果与氰化钠相当, 差别并不十分明显, 绿金剂的效果略好, 浸渣 Au 品位较低, Au 浸出率较高, 此时浸渣 Au 品位为 0.32 g/t, Au 浸出率为 77.46%, 并且该环保浸金剂可以替代氰化钠, 该环保浸金剂具有低毒环保、抗干扰能力强等特点, 因此, 暂选择绿金剂进行后续实验。

3.3 浸金剂用量实验

固定磨矿细度为-0.075 mm 70%, 矿浆浓度为

35%, 石灰用量 3 kg/t (pH 值为 12), 浸出时间为 48 h, 改变绿金环保浸金剂用量进行对比实验, 实验结果见图 4。

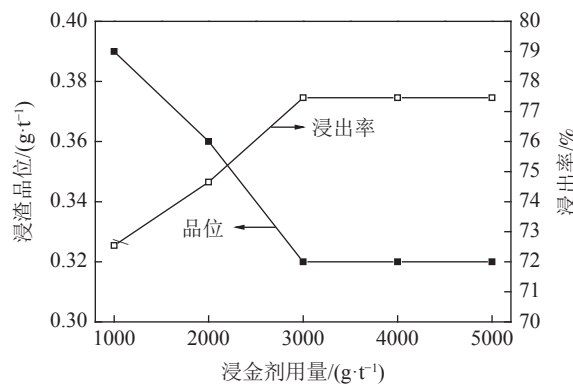


图4 浸金剂用量实验结果

Fig.4 Test result of leaching reagent dosage

由图 4 可知, 随着浸金剂用量不断增长, 浸渣 Au 品位逐渐降低, Au 的浸出率逐渐增加, 但是当增加到 3000 g/t 时, 浸渣 Au 品位不再降低, 因此选定浸金剂的用量为 3000 g/t。

3.4 浸出时间实验

固定磨矿细度为-0.075 mm 70%, 矿浆浓度为 35%, 石灰用量 3 kg/t (pH 值为 12), 绿金环保浸金剂用量为 3000 g/t, 考查浸出时间对浸出指标的影响, 实验结果见图 5。

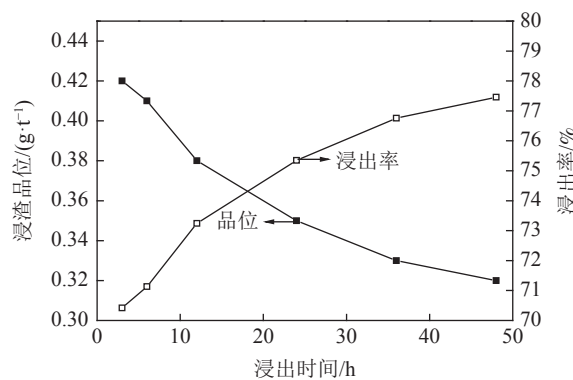


图5 浸出时间实验结果

Fig.5 Test result of leaching time

由图 5 可知, 随着浸出时间增加, Au 浸出率逐渐增加, 当浸出时间达到 36 h 后, 再增加浸出时间, Au 浸出速率变缓, 但为了保证后续实验充足的浸出时间, 暂定浸出时间为 48 h 进行后续实验。

3.5 预氧化浸出实验

由前述条件实验可知, 通过浸出条件的优

化，浸出率依旧不太理想，因此对矿浆进行预氧化处理，以达到提高浸出效果的目的。次氯酸钙可以作为矿浆的预氧化剂，其中的有效氯可以破坏有机碳对 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ 络离子的吸附；浸出时再加入煤油 400 g/t，可以将残余的碳的活性产生钝化，从而消除碳的劫金作用，再依次加入石灰和绿金浸金剂，浸出时间为 48 h，实验流程见图 6，实验结果见图 7。

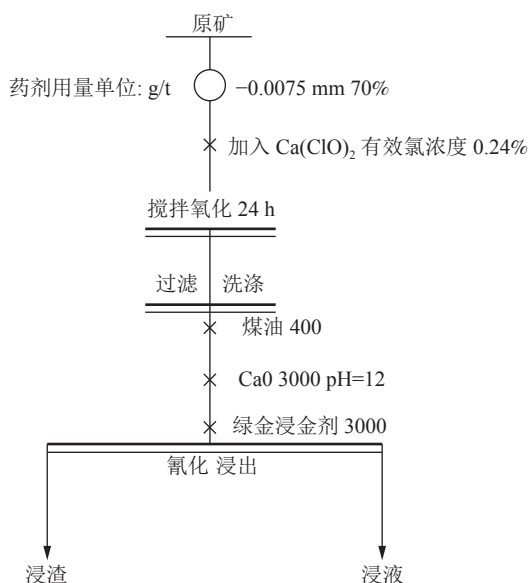


图 6 预氧化实验工艺流程
Fig.6 Process flow of oxidation pretreatment

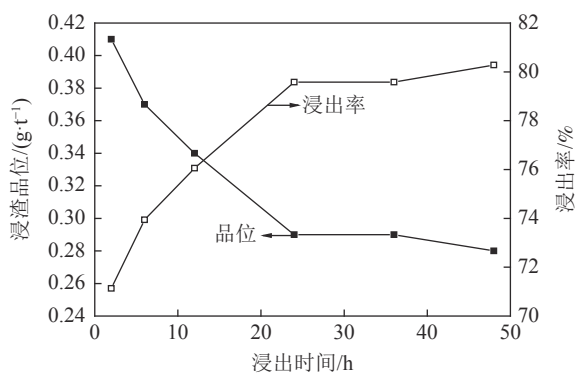


图 7 预氧化浸出实验结果
Fig.7 Test result of oxidation pretreatment

由图 7 的结果可知，最终 48 h，浸渣 Au 品位为 0.28 g/t，Au 浸出率为 80.28%，相比于不加次氯酸钙和煤油，增加幅度有限，基本推断 Au 浸出率不理想并非碳质影响，并且预氧化作用有限，不适宜采用此工艺。

3.6 焙烧+浸出实验

金的浸出率受嵌布粒度、碳质、泥质、硫磺

等诸多因素的影响，当常规工艺很难解决 Au 浸出率偏低的问题时，通常“焙烧+浸出”工艺是提高 Au 浸出率的有效办法，但受成本影响，该技术的推广受到限制，本实验旨在探索“焙烧+浸出”工艺的可行性，实验流程见图 8，实验结果见图 9。

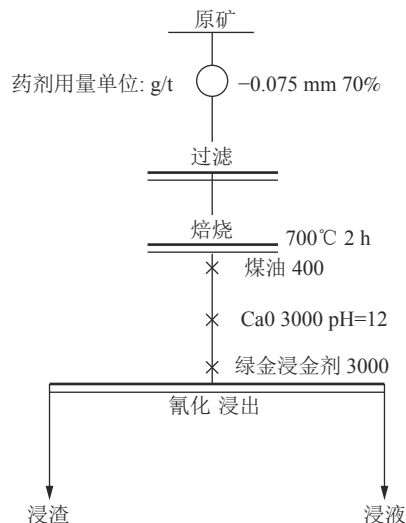


图 8 焙烧+浸出实验流程
Fig.8 Process flow of roasting-leaching test

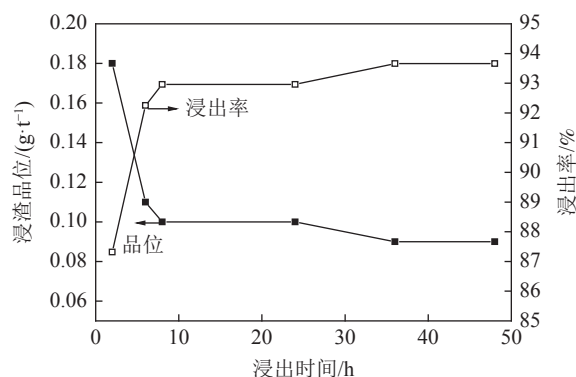


图 9 焙烧+浸出实验结果
Fig.9 Test result of roasting-leaching

由图 9 可知，经过焙烧后 Au 浸出速率较快，在浸出时间为 6 h 时，Au 浸出率即可达到 92.25%，浸出时间为 48 h 时，Au 浸出率为 93.66%。经过焙烧后，不仅可以消除矿石里面碳质的影响，而且也可以消除嵌布粒度细的影响，使金裸露得以浸出，但此工艺技术经济性较差，成本高，操作相对复杂，暂不采用此工艺。

3.7 浮选+浸出实验

对于微细粒级硫化矿包裹金，可通过浮选进行回收；对于浮选难以回收的半裸露金，可以通过浸出工艺进行回收。结合目前现有浮选工艺流程，开展“浮选+浸出”的流程实验，实验结果见表 4。

由表 4 可知, 浮选可获得 Au 品位为 58.45 g/t、回收率为 61.15% 的浮选精矿, 浮选尾矿品位为 0.54 g/t; 浮选尾矿进行浸出, 浸出时间为 5 h 时, 浸渣 Au 品位即可将至 0.08 g/t, Au 总回收率为 94.25%, 综合指标良好。

表 4 浮选+浸出实验结果

Table 4 Test result of flotation-leaching				
	产物名称	产率/%	品位Au/(g·t ⁻¹)	回收率/%
浮选部分	精矿	1.43	58.45	61.15
	尾矿	98.57	0.54	38.85
	计算原矿	100.00	1.37	100.00
	浸出时间/h	浸渣品位/(g·t ⁻¹)	作业浸出率/%	总回收率/%
浸出部分	2	0.12	77.78	91.37
	5	0.08	85.19	94.25
	12	0.07	87.04	94.97
	24	0.05	90.74	96.40
	48	0.04	92.89	97.24

4 结 论

(1) 矿石自然类型是含金蚀变岩型为主, 少量多金属硫化物石英脉型。褐铁矿和黄铁矿等金属矿物含量较少, 非金属矿物主要为石英、伊利石和绿泥石为主。

(2) 金的嵌布关系复杂是影响浸出率的关键因素, 不仅含有易于浸出的中粗粒级颗粒金, 而且含有高度弥散分布在硫化物和脉石矿物中的超细微粒级金。

(3) 常规单一浸出工艺和预氧化+浸出工艺均很难获得理想的浸出指标, Au 浸出率仅为 77.46%、80.28%; 采用焙烧+浸出工艺可显著提高浸出指标, Au 浸出率为 93.66%, 但技术经济性较差; 采用浮选+浸出工艺可获得较为理想的指标, Au 的总回收率为 94.25%, 且工艺流程可操作性强。因此, 浮选+浸出工艺对本此类矿石具有较好的适应性。

参考文献:

- [1] 李得立, 曾小波, 魏友华, 等. 矿山企业矿产资源开发利用水平评价方法研究—以湖南省金矿矿山为例[J]. 矿产综合利用, 2019(5):22-27.
- LI D L, ZENG X B, WEI Y H, et al. Research on evaluation method of mineral exploration level for mine enterprise-taking Hunan province gold mine enterprise as an example[J].

Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(5):22-27.

[2] 张金矿, 李荣改, 来佳仪, 等. 河南某金矿尾矿再选工艺对比分析[J]. 矿业研究与开发, 2021, 41(5):141-145.

ZHANG J K, LI R G, LAI J Y, et al. Comparative analysis on tailings re-concentration process of a gold mine in Henan Province[J]. Mining Research and Development, 2021, 41(5):141-145.

[3] 明平田, 李飞. 某微细粒蚀变岩型金矿高效浮选新工艺研究[J]. 矿产综合利用, 2019(4):73-78.

MING P T, LI F. Study on a new high efficiency flotation process for a microgranular altered rock gold mine[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(4):73-78.

[4] 杜淑华, 潘邦龙, 夏亮, 等. 某高硫含砷低品位难处理金矿选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2020(11):90-94.

DU S H, PAN B L, XIA L, et al. Experimental study on beneficiation of arsenic/carbon-bearing refractory of low-grade gold ore containing high sulfur[J]. Metal Mine, 2020(11):90-94.

[5] 黄业豪, 孙景敏, 李翠芬, 等. 内蒙古某金矿尼尔森重选试验研究[J]. 矿业研究与开发, 2019, 39(3):75-78.

HUANG Y H, SUN J M, LI C F, et al. Experimental study on the Knelson Gravity Separation of a gold ore in Inner Mongolia[J]. Mining Research and Development, 2019, 39(3):75-78.

[6] 王广伟, 谢卓宏, 蒲江东. 某极难选金矿石工艺矿物学[J]. 矿产综合利用, 2019(6):69-73.

WANG G W, XIE Z H, PU J D. Study on process mineralogy of an extremely refractory gold ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(6):69-73.

[7] 黄业豪, 孙景敏, 张雨田, 等. KC-MD3 型尼尔森选矿机在某金矿磨矿回路中的试验研究[J]. 矿冶工程, 2019, 39(3):55-58.

HUANG Y H, SUN J M, ZHANG Y T, et al. Application of Knelson Concentrator KC-MD3 in grinding circuit of a gold mine[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2019, 39(3):55-58.

[8] 卢臣, 杨聪仁, 张仕奇, 等. 内蒙古某金矿磨矿分级产物离心重选实验研究[J]. 矿产综合利用, 2021(3):152-157.

LU C, YANG C R, ZHANG S Q, et al. Experimental study on the centrifugal separation of grinding classification products for a gold mine in Inner Mongolia[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(3):152-157.

[9] 黄晟, 吕兵超, 廖银英, 等. 某含金多金属矿尼尔森重选试验研究[J]. 矿产综合利用, 2019(2):51-56.

HUANG S, LV B C, LIAO Y Y, et al. Study on nelson gravity separation of a polymetallic ore bearing gold[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(2):51-56.

(下转第 158 页)