



[12] 发明专利申请公开说明书

[21]申请号 95105351.5

[51]Int.Cl⁶

C22B 3/06

[43]公开日 1996年12月4日

[22]申请日 95.5.26

[71]申请人 河北地质学院

地址 050031河北省石家庄市建华南大街40号

[72]发明人 余耀基 白旭永 章安民

[74]专利代理机构 地质矿产部专利代理事务所

代理人 向源富

// C22B11:00

权利要求书 1 页 说明书 5 页 附图页数 1 页

[54]发明名称 一种浸出液提金工艺

[57]摘要

本发明为一种溴化物浸出液提金工艺，由矿石粉碎、配料、焙烧浸出、调浆和固液分离、金的回收等工序组成，采用溴化物—硫酸—二氧化氯组成的浸金体系和分段浸出工艺，使提金速度加快，减少了溴蒸气蒸发的损失，减少了试剂用量，提高了浸出速度和浸出率，同时贫液可直接再利用，从而使工业化生产成为可能。

权 利 要 求 书

1、一种浸出液提金工艺，包括矿石粉碎、配料、焙烧、浸出、调浆和固液分离、金的回收等工序，其特征在于浸取前首先对粉碎矿石进行焙烧转型、检验预处理，以此为据确定试剂用量、焙烧后的焙砂采用固液比1: 0.3-0.5的浸出液浸泡，15-20分钟后再加入A液调浆使固液比达到1: 1，10-20分钟后继续加入A液调浆使固液比达到1: 2，使矿浆进入固液分离系统，贵液通过泡沫塑料或活性炭吸附柱富集，用现行工艺回收金。

2、如权利要求1所述的一种浸出液提金工艺，其特征在于浸取中浸出液是由溴化物、硫酸、二氧化氯组成的浸金体系。

3、如权利要求1所述的一种浸出液提金工艺，其特征在于浸取中浸出液溴化物用量为矿物用量的0.8-1.2%，硫酸用量为矿物用量的1.8-2.0%。

4、如权利要求2所述的一种浸出液提金工艺，其特征在于所述的二氧化氯溶解在1% (w/v) 的氯化钠水溶液而成，二氧化氯浓度为0.05-0.1% (w/v)。

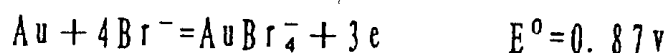
一种浸出液提金工艺

本发明涉及一种用溴化法提取金的工艺方法。

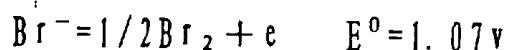
当前, 矿石中的金的提取一般采取氰化法和非氰化法, 出于环保方面的要求, 溴化法成为前景较好的一种非氰法提金方法。其优点是浸出速度快、无毒且操作条件较宽。据查新结果目前溴化法提金工艺的研究, 《金精矿无氰提金新工艺研究》〔薛光《黄金》1994年15(8): 32-35〕采用的浸出体系是 1% (v/v) Br₂-10% (w/v) NaCl 浸出体系, 《用溴-溴化钠溶液浸泡法从紫木幽原生金矿中提取金》〔胡洁雪《黄金》1994年(4): 52-54〕采用的是 1% (v/v) Br₂-10% (w/v) NaCl 浸出体系, 《一个比王水强五倍的溶解黄金的溶剂》〔蔡树型《黄金》、88.9(2): 64〕采用的是 0.4% (v/v) Br₂-10% (w/v) NaCl 浸出体系, 这些方法虽能有效地从经过焙烧的矿石中把黄金浸出, 但都存在试剂消耗量大, 溴蒸气挥发导致损失多, 贫液需再生才能利用等不足, 这些恰恰又是目前妨碍溴化法提金工业化进程的主要原因。

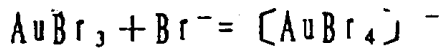
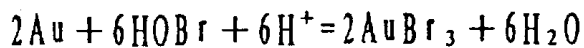
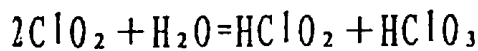
本发明目的是提供一种试剂消耗量小的浸出液、浸取率高、溴蒸气挥发损失少、贫液可再利用的溴化法提金工艺。

本发明的浸出液是由溴化物-硫酸-二氧化氯组成的浸金体系 (简称BC浸出液), 溴化物浸金过程是一个电化学过程, 其原理如下:



金在浸出液中的溶解反应可写成:





影响金在浸出过程中溶解速度的因素是浸出体系的氧化还原电位 (Eh), 而影响 Eh 值的则是溴化物浓度、酸的浓度和金的浓度. 实现本发明浸金工艺的试剂用量是: 溴化物重量为矿物重量的 0.8-1.2%、硫酸重量为矿物重量的 1.8-2.0%、A 液 2M³/吨焙砂. 这样的试剂用量只有薛光等使用液溴浸出用量的 1/3-1/8. 贫液再利用后试剂用量还可降低.

本浸出液提取金的方法包括矿石粉碎、配料、焙烧、浸取、调浆、分离富集、金的回收等工序.

本浸出液提取金的方法是这样的:

(1) 将待提金的矿石破碎 85%-200 目.

(2) 为有利于矿石浸出, 需将还原型难浸金矿改型成为氧化型矿, 含硫化物、碳、砷等都能使矿石具有还原性. 高温焙烧、高压氧化、细菌氧化都能使矿石转型. 本工艺提供一种自行设计的强制流态化焙烧炉. 将矿粉加入 2-6% (W/W) 的氯化剂拌匀, 置于已升温至 700℃ 的强制流态化焙烧炉中焙烧改型.

(3) 用溴化物、硫酸、二氧化氯配制 BC 浸出液

(4) A 液制备: A 液由二氧化氯溶解在 1% 的氯化钠溶液而成. 二氧化氯由 TCD 型二氧化氯发生器电解食盐水制备. ClO₂ 浓度为 0.1%, 备用.

(5) 浸出前要对焙砂的转型 (还原型—氧化型) 程序进行检查, 并以此为据确定试剂用量. 当浸出液的消耗量为正常量的 3 倍时, 焙砂继

续焙烧改型.

(6) 浸出将在常温常压下进行.

考虑到溴的挥发性和腐蚀性, 要求浸出容器密闭、防腐、能转动. 若每次浸泡1吨焙砂, 则容器需有 $2M^3$ 的容量.

浸出分三个阶段进行. 第一阶段为浸出. 按焙砂和BC浸出液固液比1: 0.3-0.5在反应罐中进行, 时间15-20分钟. 第二阶段再加入A液调浆, 使焙砂和BC浸出液固液比达到1: 1, 时间为10-15分钟. 第三阶段继续加入A液调浆使焙砂和BC浸出液固液比达到1: 2, 矿浆进入固液分离系统.

(7) 用引风机将反应罐内的溴蒸气通过NaOH吸收后, 矿浆转移入固液分离池进行固液分离(真空抽滤或微孔吸滤管吸滤).

(8) 固液分离后的贵液通过活性炭(或泡沫塑料)吸附柱富集金, 矿渣用贫液洗三遍后弃去. 贫液留待下次浸泡时使用.

浸出液中的金被泡沫塑料、活性炭富集后, 贫液中的溴一般都以 Br^- 的形式存在. 如果是 Br_2-NaCl 、 Br_2-NaBr 或有机载溴体3400等形式浸出, 则贫液中的Br要经过电解再生或用氯气氧化后才能利用. 由于本工艺采用溴化物-硫酸-二氧化氯浸金体系, 贫液就可以直接利用了. 贫液再用, 试剂量便可节省.

(9) 金的回收. 被富集的金可采用现行工艺冶炼出金锭.

本发明的工艺流程框图如附图1

本发明与现有技术相比具有如下优点:

本发明采用溴化物-硫酸-二氧化氯组成的浸金体系和分段浸出工艺, 使提金速度加快, 减少了溴蒸气蒸发的损失, 减少了试剂用量,

提高了浸出速度和浸出率，同时贫液可直接再利用，从而使本工艺浸出试剂消耗量只有现有溴化法提金工艺浸出试剂消耗量的1/3-1/8，有利于实现工业化生产。

附图说明：

- | | |
|---------|------------------------|
| 1、难浸硫化矿 | 2、粉碎 |
| 3、焙烧 | 4、浸取调浆 |
| 5、固液分离 | 6、金的富集 |
| 7、贫液 | 8、Br ₂ 蒸气吸收 |
| 9、浸渣弃去 | 10、金的回收 |

下面结合实施例说明本发明的浸出液提金工艺：

例1：多金属硫化矿，焙烧前后该矿多元素分析如下：

硫精矿焙烧前后多元素分析 (%)

元素	Au (g/T)	Ag (g/T)	Cu	Pb	Zn	Co	Ni	S	As
焙前	16.0	500	0.70	1.6	3.58	0.03	0.024	34.23	0.041
焙后	22.9	725	0.82	1.87	4.15	0.031	0.020	5.86	0.007

浸出方法：于3000ml玻璃瓶中加入280mlA液和10mlBC液及10ml浓H₂SO₄，趁硫酸发出的热量立即加入1Kg准备好的焙砂并盖上盖，摇动浸出20分钟后，再加入200mlA液，继续摇浸5分钟之后再加500mlA液摇浸5分钟，最后用A液调浆使固液比为1:2，用NaOH把游离出来的Br₂蒸气吸收，固液分离贵液含金11.05mg/L，贵液通过泡沫塑料富集金，贫液含金0.00mg/L，泡塑经灰化，王水溶解，银丝露沉淀，

最后得金粉 21.3mg, 浸渣含 Au 0.8g/T. 浸出率为 96.5%, 总回收率为 93.01%.

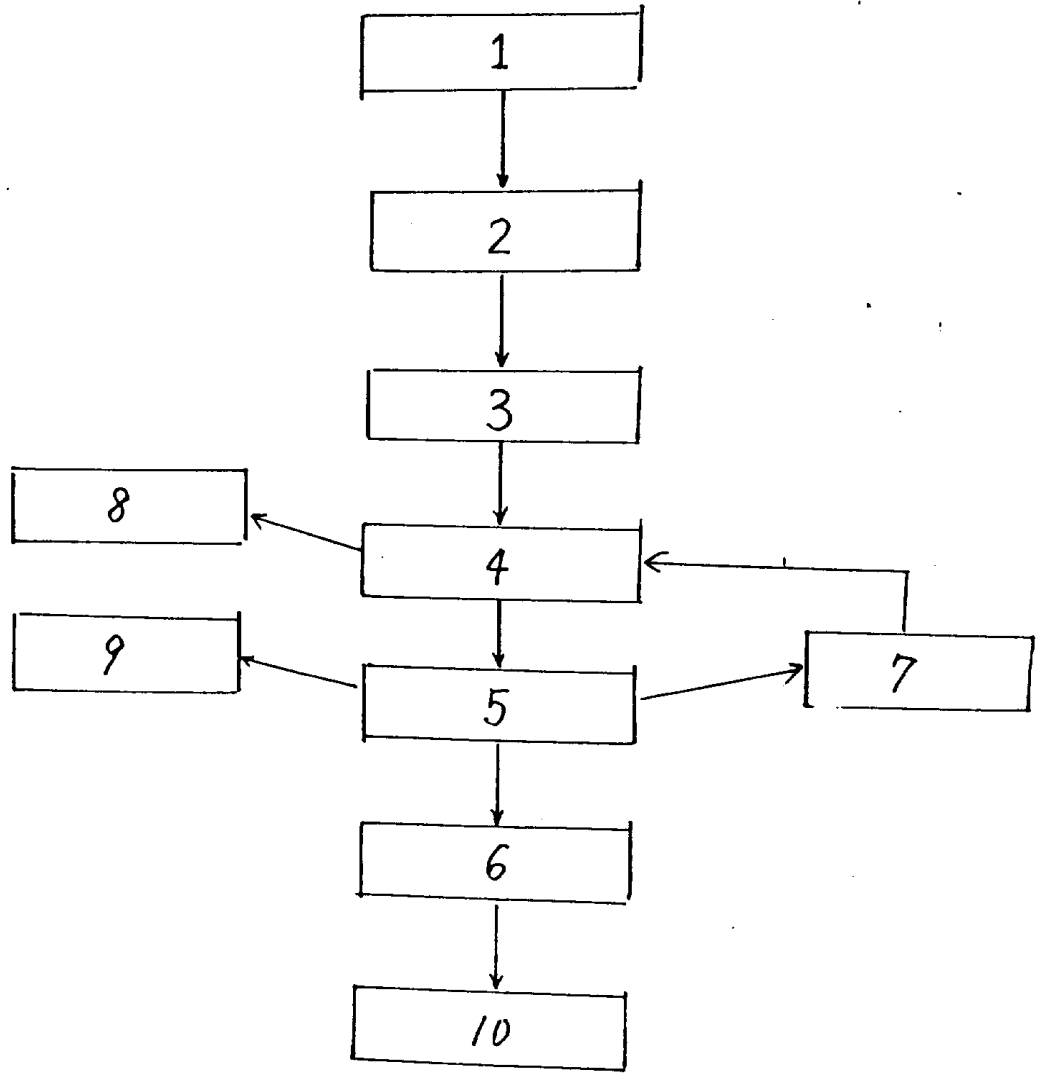
例 2: 西北某地多金属原生矿, 经 x 光分析, 矿物组成以方铝矿、黄铁矿、黄铜矿为主, 伴有银金矿和黄砷铁铀矿, 非金属矿物主要有石英及方解石. 经元素分析含 Au 98.75 g/T, Ag 763 g/T, Cu 3.58%, Pb 13.2%, Zn 0.07%, Co 0.011%, Ni 0.008%, S 30%.

取 100g 焙砂按例 1 办法用 BC 液浸泡, 结果贵液含 Au 量为 48.8mg/L, 浸渣品位为 1.0g/T, 浸出率为 98.99%.

例 3: 河南精粉是黄铜矿, 含 Cu 13.09%, Pb 0.5%, Zn 0.077%, Co 0.0083%, Ni 0.0086%, S 36.55%, Au 39.75g/T.

取 100g 焙砂按例 1 方法用 BC 液浸出. 由于大量 Cu^{2+} 的存在, 浸出体系显示出很强的氧化性, Br_2 蒸气比其它矿种都显得浓, 浸出结果是贵液含金量 19.86 mg/L, 浸渣含金 0.025 g/T, 贫液含 Cu 64.9g/L. Au 的浸出率为 99.92%, Cu 的浸出率为 99.16%.

说明书附图



附图 1