



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 112774855 A

(43) 申请公布日 2021.05.11

(21) 申请号 202110149650.2 *B03D 1/012* (2006.01)
(22) 申请日 2021.02.03 *G22B 60/02* (2006.01)
(71) 申请人 核工业北京化工冶金研究院 *G22B 3/08* (2006.01)
地址 101149 北京市通州区九棵树145号 *G22B 3/12* (2006.01)
(72) 发明人 刘志超 李广 李春风 孟运生
刘辉 吴永永 马嘉 唐宝彬
(74) 专利代理机构 长沙市融智专利事务所(普
通合伙) 43114
代理人 张伟 魏娟
(51) Int. Cl.
B03B 7/00 (2006.01)
B03B 9/00 (2006.01)
B03D 1/008 (2006.01)
B03D 1/018 (2006.01)
B03D 1/002 (2006.01)

权利要求书1页 说明书9页 附图1页

(54) 发明名称

一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法

(57) 摘要

本发明公开了一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,该方法是将碱性铀矿石先通过浮选将黄铁矿以及与黄铁矿密切共生的铀矿物和部分易浮选的铀矿物富集到黄铁矿精矿中,然后利用强磁选分离富集钛铀矿得到钛铀矿精矿和含铀磁选尾矿,含铀黄铁矿精矿和钛铀矿精矿中U和FeS₂品位高,CO₂品位低,采用酸性氧压浸出回收铀,可以提高铀的浸出率和节省酸耗,而含铀磁选尾矿中U和FeS₂品位低,CO₂品位高,采用碱性氧化浸出回收铀,碱耗量低,铀浸出率高,该方法实现降低浸出试剂消耗,提高铀浸出率,降低生产成本的目的。

1. 一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,其特征在于:包括以下步骤:

1) 将碱性铀矿石进行磨矿和调浆后,以草酸作为pH调整剂、六偏磷酸钠和淀粉作为抑制剂、硫酸铜作为活化剂、丁基黄药和水杨醛肟作为浮选剂以及2号油作为起泡剂,经过一次粗选+一次扫选+多次精选流程,得到含铀黄铁矿精矿和浮选尾矿;

2) 所述浮选尾矿通过磁场进行一次粗选+一次扫选+多次精选流程,得到钛铀矿精矿和含铀磁选尾矿;

3) 将含铀黄铁矿精矿和钛铀矿精矿通过酸性氧压浸出,得到含铀溶液I;

4) 将含铀磁选尾矿采用碱性氧化浸出,得到含铀溶液II。

2. 根据权利要求1所述的一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,其特征在于:所述碱性铀矿石磨矿至粒度满足小于0.074mm的质量百分比含量占40~90%,调浆至矿浆质量百分比浓度为10~40%。

3. 根据权利要求1所述的一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,其特征在于:步骤1)中,粗选过程中,草酸用量为500~5000g/t,六偏磷酸钠用量为100~1000g/t,淀粉用量为50~500g/t,硫酸铜用量为200~1500g/t,丁基黄药用量为100~500g/t,水杨醛肟用量为50~300g/t,2号油用量为30~150g/t。

4. 根据权利要求1所述的一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,其特征在于:步骤1)中,扫选过程中,丁基黄药用量为50~300g/t,水杨醛肟用量为20~150g/t。

5. 根据权利要求1所述的一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,其特征在于:步骤2)中,粗选过程中,磁场强度为0.8~1.2T。

6. 根据权利要求1所述的一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,其特征在于:步骤2)中,扫选过程中,磁场强度为1.0~1.5T。

7. 根据权利要求1所述的一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,其特征在于:所述酸性氧压浸出的条件为:以硫酸作为浸出剂,以氧气作为氧化剂,浸出剂的用量为含铀黄铁矿精矿和钛铀矿精矿总质量的1.5~15%,浸出温度70~180℃,浸出总压力0.9~2.2MPa;浸出液固比为1.5~2.5mL:1g,搅拌速度为100~1000r/min,在高压釜内浸出时间为1.5~8h。

8. 根据权利要求1所述的一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,其特征在于:所述碱性氧化浸出的条件为:以碳酸钠和碳酸氢钠作为浸出剂,高锰酸盐作为氧化剂,浸出剂用量为含铀磁选尾矿质量的5~20%,氧化剂用量为含铀磁选尾矿质量的0.2~5.0%,浸出温度为30~100℃,浸出液固比为1~3mL:1g,搅拌速度为150~1000r/min,浸出时间为2~18h。

9. 根据权利要求8所述的一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,其特征在于:碳酸钠和碳酸氢钠的质量比2.0~3.5:1。

一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法

技术领域

[0001] 本发明涉及一种碱性铀矿提取铀的方法,具体种涉及一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,属于铀矿石选冶技术领域。

背景技术

[0002] 沉积型高碳酸盐铀矿石的主要造岩矿物为白云岩和方解石,因此此类矿石只适合采用碱法浸出回收铀,该类铀矿石被称为碱性铀矿石。该类铀矿石中的铀主要是以沥青铀矿的形式存在,但部分是以钛铀矿的形式存在,钛铀矿具有较高的化学稳定性,难于水冶加工处理,碱法浸出时,这部分铀的浸出率会较低,进而影响总体铀的浸出率。此外矿石中往往伴生黄铁矿,在碱法浸出时黄铁矿会与碱发生反应,导致碱耗升高,增加生产成本。调研国内外相关文献,此类含硫高碳酸盐铀矿石,由于矿石中含有难浸铀矿物,浸出碱耗高,生产成本低,此类铀资源一直处于搁置状态,未能得到经济有效的利用。

发明内容

[0003] 针对现有技术中高碳酸盐型铀矿石由于含有黄铁矿和钛铀矿,导致碱法浸出时碱耗量大,铀矿的浸出率低等问题,本发明的目的是在于提供一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,该方法根据高碳酸盐型铀矿石包含沥青铀矿和钛铀矿并伴生黄铁矿和高碳酸盐脉石矿物,以及不同类型铀矿物的浸出特性和脉石矿物对浸出消耗的特点,通过浮选结合磁选等选矿手段将高碳酸盐型铀矿石巧妙分离成分别适合于酸浸和碱浸的含铀矿物,然后分别浸出,从而实现降低浸出试剂消耗,提高铀浸出率,降低生产成本的目的。

[0004] 为了实现上述技术目的,本发明提供了一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,其包括以下步骤:

[0005] 1) 将碱性铀矿石进行磨矿和调浆后,以草酸作为pH调整剂、六偏磷酸钠和淀粉作为抑制剂、硫酸铜作为活化剂、丁基黄药和水杨醛肟作为浮选剂以及2号油作为起泡剂,经过一次粗选+一次扫选+多次精选流程,得到含铀黄铁矿精矿和浮选尾矿;

[0006] 2) 所述浮选尾矿通过磁场进行一次粗选+一次扫选+多次精选流程,得到钛铀矿精矿和含铀磁选尾矿;

[0007] 3) 将含铀黄铁矿精矿和钛铀矿精矿通过酸性氧压浸出,得到含铀溶液I;

[0008] 4) 将含铀磁选尾矿采用碱性氧化浸出,得到含铀溶液II。

[0009] 本发明涉及的碱性铀矿石主要由方解石、白云石、沥青铀矿、钛铀矿、铀石、黄铁矿、黄铜矿、赤铁矿、石英、高岭石等矿物组成。铀主要以沥青铀矿的形式存在,其次是钛铀矿,部分铀矿物与黄铁矿密切共生,主要耗酸矿物为方解石和白云山,矿石中铀品位0.095%,CO₂含量25.68%,FeS₂含量2.45%。

[0010] 本发明技术方案涉及的碱性铀矿石的含铀矿物以沥青铀矿形式存在为主,同时部分以钛铀矿形式存在,并且该类矿石中往往伴生黄铁矿和含量较高的碳酸盐矿物的特点,而采用单一的酸浸出时,碳酸盐含量较高,耗酸量大,而采用单一的碱法浸出时黄铁矿会与

碱发生反应,导致碱耗升高,增加生产成本,且部分以钛铀矿形式存在的含铀矿物具有较高的化学稳定性,采用碱性浸出率会较低,进而影响总体铀的浸出率。本发明技术方案在矿物浸出之前,通过浮选结合磁选的方法将含铀矿物进行分类,然后分别采用不同的浸出方法来回收铀,首先通过浮选的方法将黄铁矿与部分铀矿物浮选出来得到含铀黄铁矿精矿,然后利用钛铀矿具有弱磁性的特点,利用强磁选机将难浸出的钛铀矿从浮选尾矿中分离处理出来,得到钛铀矿精矿和含铀磁选尾矿,将含铀黄铁矿精矿和钛铀矿精矿合并,这一部分含铀矿石产率低,铀品位高,后续采用酸性氧压浸出的方式回收铀,矿石处理量少,铀浸出率高;而含铀磁选尾矿中碳酸盐矿物含量高、铀品位低,容易采用碱性浸出,可以在后续采用碱搅拌浸出的方式回收铀。综上所述,本发明技术方案根据矿石中不同铀矿物的浸出特性和脉石矿物对浸出消耗的特点,通过浮选结合磁选的方法将矿石分组然后分别浸出,实现降低浸出试剂消耗,提高铀浸出率,降低生产成本的目的。

[0011] 作为一个优选的方案,所述碱性铀矿石磨矿至粒度满足小于0.074mm的质量百分比含量占40~90%,调浆至矿浆质量百分比浓度为10~40%。磨矿至适当粒度使得含铀矿物与脉石矿物进行物理分离有利于后续的浮选分离过程。

[0012] 作为一个优选的方案,步骤1)中,粗选过程中,草酸用量为500~5000g/t,六偏磷酸钠用量为100~1000g/t,淀粉用量为50-500g/t,硫酸铜用量为200~1500g/t,丁基黄药用量为100-500g/t,水杨醛肟用量为50~300g/t,2号油用量为30~150g/t。在优选的浮选药剂制度下,能够抑制碳酸盐型含铀矿物的浮选,实现不同类型含铀矿物的初步分离,高效回收含铀黄铁矿精矿。草酸用于调整矿浆pH值,可以改变矿物表面电性,有利于捕收剂与目的矿物结合,六偏磷酸钠和淀粉用于抑制碳酸盐矿物浮选,硫酸铜用于活化含铀黄铁矿,提高其浮选效率。通过丁基黄药和水杨醛肟组合使用可以提高对含铀黄铁矿精矿的浮选效率。

[0013] 作为一个优选的方案,步骤1)中,扫选过程中,丁基黄药用量为50~300g/t,水杨醛肟用量为20~150g/t。

[0014] 作为一个优选的方案,步骤2)中,粗选过程中,磁场强度为0.8~1.2T。通过磁选可以将浮选尾矿中的具有一定磁性、且难以在碱性条件下浸出的钛铀矿浮选分离。

[0015] 作为一个优选的方案,步骤2)中,扫选过程中,磁场强度为1.0~1.5T。

[0016] 作为一个优选的方案,所述酸性氧压浸出的条件为:以硫酸作为浸出剂,以氧气作为氧化剂,浸出剂的用量为含铀黄铁矿精矿和钛铀矿精矿总质量的1.5~15%,浸出温度70~180℃,浸出总压力0.9~2.2MPa;浸出液固比为1.5~2.5mL:1g,搅拌速度为100~1000r/min,在高压釜内浸出时间为1.5~8h。在优选的浸出条件下可以获得较高的铀回收率。采用的硫酸指工业浓硫酸。

[0017] 作为一个优选的方案,所述碱性氧化浸出的条件为:以碳酸钠和碳酸氢钠作为浸出剂,高锰酸盐作为氧化剂,浸出剂用量为含铀磁选尾矿质量的5~20%,氧化剂用量为含铀磁选尾矿质量的0.2~5.0%,浸出温度为30~100℃,浸出液固比为1~3mL:1g,搅拌速度为150~1000r/min,浸出时间为2~18h。在优选的浸出条件下可以获得较高的铀回收率。液固比通过加入适量水调节。

[0018] 作为一个优选的方案,碳酸钠和碳酸氢钠的质量比2.0~3.5:1。在优选的比例下有利于碳酸盐型含铀磁选尾矿中铀的回收。

[0019] 本发明提供了一种碱性铀矿石的选冶联合提取铀的方法,包括以下具体步骤:

[0020] (1) 矿石破磨:将矿石粒度破磨至细度-0.074mm占40~90%,将矿浆质量百分比浓度调至10~40%。

[0021] (2) 浮选黄铁矿:

[0022] 1) 在矿浆中加入草酸500~5000g/t,浮选机转子转速1000~2500r/min条件下,搅拌3~15min。

[0023] 2) 在矿浆中加入碳酸盐矿物抑制剂六偏磷酸钠100~1000g/t,淀粉50~500g/t,浮选机转子转速1000~2500r/min条件下,搅拌3~15min,加入硫酸铜200~1500g/t,浮选机转子转速1000~2500r/min条件下,搅拌3~15min。

[0024] 3) 在矿浆中加入捕收剂丁基黄药100~500g/t,水杨醛肟50~300g/t,浮选机转子转速1000~2500r/min条件下,搅拌3~15min,加入气泡剂2号油,用量30~150g/t,浮选机转子转速1000~2500r/min条件下,搅拌3~15min。药剂与矿物充分接触后充气浮选,得到粗选精矿和粗选尾矿。

[0025] 4) 在粗选尾矿中加入丁基黄药50~300g/t,水杨醛肟20~150g/t,浮选机转子转速1000~2500r/min条件下,搅拌3~15min,扫选1次,得到扫选精矿和浮选尾矿,扫选精矿返回上一级粗选。

[0026] 5) 上述步骤2)中得到的粗选精矿再进行多次精选,直至达到理想的浮选指标,精选尾矿依次返回上一级浮选。

[0027] 6) 通过浮选最终得到含铀黄铁矿精矿和浮选尾矿。

[0028] (3) 强磁回收钛铀矿:

[0029] 1) 将上述步骤(2)中得到的浮选尾矿在磁场强度0.8~1.2T条件下粗选1次,得到磁选粗精矿和磁选粗尾矿。

[0030] 2) 将上述步骤1)中得到的磁选粗尾矿在磁场强度1.0~1.5T条件下扫选1次,得到扫选精矿和磁选尾矿,扫选精矿返回上一级粗选。

[0031] 3) 将上述步骤1)中得到的磁选粗精矿再精选多次,直至达到理想的磁选指标,精选尾矿依次返回上一级磁选。

[0032] 4) 通过磁选最终得到钛铀矿精矿和含铀磁选尾矿。

[0033] (4) 不同选矿产品采用不同方法浸出铀:

[0034] 通过以上方法将矿石分为两部分,一部分是含铀黄铁矿精矿与钛铀矿精矿合并作为含铀矿石I,这部分含铀矿石中碳酸盐含量低,铀浸出难度大,采用加压氧浸的方式浸出铀;另一部分是含铀磁选尾矿作为含铀矿石II,这部含铀矿石中碳酸盐矿物含量高,铀容易浸出,采用碱法搅拌浸出的方式浸出铀。

[0035] 1) 从含铀矿石I中浸出铀

[0036] 含铀矿石I中含有黄铁矿采用加压氧浸的方式浸出铀,黄铁矿可以转化为硫酸,进而减少硫酸用量,降低生产成本。

[0037] a. 浸出试剂为浓度98%的浓硫酸,用量为矿石质量的1.5~15%;

[0038] b. 浸出温度70~180℃;

[0039] c. 浸出时通入氧气,浸出总压力0.9~2.2Mpa;

[0040] d. 在浸出液固比为1.5:1~2.5:1,搅拌速度200~1000r/min的条件下,在高压釜

内浸出1.5~8h;

[0041] e. 固液分离,得到铀的浸出液。

[0042] 2) 从含铀矿石II中浸出铀

[0043] a. 浸出试剂为碳酸钠和碳酸氢钠,碳酸钠和碳酸氢钠质量比2.0~3.5,用量为矿石质量的5~20%;

[0044] b. 氧化剂为 KMnO_4 ,用量为矿石质量的0.2~5.0%;

[0045] c. 浸出温度30~100℃,浸出液固比为1~3(液固比通过加入水来调节),搅拌速度150~1000r/min的条件下,浸出2~18h;

[0046] d. 固液分离,得到铀的浸出液和浸出渣。

[0047] 相对现有技术,本发明技术方案带来的有益技术效果:

[0048] 本发明技术方案主要针对碱性铀矿石中含铀矿物以沥青铀矿形式存在为主,同时部分以钛铀矿形式存在,并且该类矿石中往往伴生黄铁矿和含量较高的碳酸盐矿物的特点,而相应提出的选冶联合提取铀的方法。本发明技术方案首先通过浮选将黄铁矿浮选出来,并在浮选黄铁矿的同时将与黄铁矿密切共生的铀矿物和部分易浮选的铀矿物富集到黄铁矿精矿中,然后利用强磁选分离富集钛铀矿得到钛铀矿精矿和含铀磁选尾矿,含铀黄铁矿精矿和钛铀矿精矿合并后产率为16.42%,U品位0.222%,回收率38.37%, CO_2 品位3.72%,回收率2.38%, FeS_2 品位13.48%,回收率90.32%,这部分含铀矿石中U和 FeS_2 品位高, CO_2 品位低,采用酸性氧压浸出的办法可以提高铀的浸出率和节省酸耗,硫酸用量3%,铀浸出率95.95%;含铀磁选尾矿产率为83.58%,U品位0.070%,回收率61.63%, CO_2 品位29.92%,回收率97.62%, FeS_2 品位0.28%,回收率9.68%,这部分含铀矿物中U和 FeS_2 品位低, CO_2 品位高,采用碱法搅拌浸出回收铀,碱用量9%,铀浸出率84.30%。根据矿石中不同铀矿物的浸出特性和脉石矿物对浸出消耗的特点,通过选矿的方法将矿石分组然后分别浸出,实现降低浸出试剂消耗,提高铀浸出率,降低生产成本的目的。

附图说明

[0049] 图1为本发明的碱性铀矿石的选冶联合提取铀的工艺流程图。

具体实施方式

[0050] 以下具体实施例旨在进一步说明本发明内容,而不是限制权利要求的保护范围。

[0051] 实施例1

[0052] 某碱性铀矿石主要有方解石、白云石、沥青铀矿、钛铀矿、铀石、黄铁矿、黄铜矿、赤铁矿、石英、高岭石等矿物组成。铀主要以沥青铀矿的形式存在,其次是钛铀矿,部分铀矿物与黄铁矿密切共生,主要耗酸矿物为方解石和白云山。矿石中铀品位0.095%, CO_2 含量25.68%, FeS_2 含量2.45%。

[0053] 针对铀矿物开展了4组浮选条件试验,具体如下:

[0054] (1) 将矿石粒度破磨至细度-0.074mm占50%,将矿浆浓度调至20%。

[0055] (2) 在矿浆中加入草酸,1~4号试验分别加入0g/t、1500g/t、1500g/t、1500g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min,在矿浆中加入碳酸盐矿物抑制剂,六偏磷酸钠1~4号试验分别加入300g/t、300g/t、450g/t、300g/t,淀粉1~4号试验分别加入150g/t、

150g/t、0g/t、150g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min,加入活化剂硫酸铜,1~4号试验分别加入600g/t、600g/t、600g/t、600g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min。

[0056] (3) 在矿浆中加入捕收剂,丁基黄药1~4号试验分别加入300g/t、300g/t、300g/t、400g/t,水杨醛肟1~4号试验分别加入100g/t、100g/t、100g/t、0g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min,加入气泡剂2号油1~4号试验用量均为30g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min。药剂与矿物充分接触后充气浮选,得到粗选精矿和粗选尾矿。

[0057] 实施例1试验结果见表1。

[0058] 表1实施例1选矿试验结果

试验编号	选矿产品	产率/%	U/%		CO ₂		FeS ₂	
			品位	回收率	品位	回收率	品位	回收率
[0059] 1	粗选精矿	22.73	0.13	31.10	10.82	9.60	8.15	75.61
	粗选尾矿	77.27	0.08	68.90	29.97	90.40	0.77	24.39
	原矿	100.00	0.10	100.00	25.62	100.00	2.45	100.00
2	粗选精矿	23.42	0.14	35.01	10.25	9.37	8.26	78.96
	粗选尾矿	76.58	0.08	64.99	30.32	90.63	0.67	21.04
	原矿	100.00	0.10	100.00	25.62	100.00	2.45	100.00
[0060] 3	粗选精矿	21.46	0.15	33.88	12.34	10.34	8.31	72.79
	粗选尾矿	78.54	0.08	66.12	29.25	89.66	0.85	27.21
	原矿	100.00	0.10	100.00	25.62	100.00	2.45	100.00
4	粗选精矿	24.15	0.12	30.51	10.28	9.69	8.38	82.60
	粗选尾矿	75.85	0.09	69.49	30.50	90.31	0.56	17.40
	原矿	100.00	0.10	100.00	25.62	100.00	2.45	100.00

[0061] 实施例2

[0062] 某碱性铀矿石主要有方解石、白云石、沥青铀矿、钛铀矿、铀石、黄铁矿、黄铜矿、赤铁矿、石英、高岭石等矿物组成。铀主要以沥青铀矿的形式存在,其次是钛铀矿,部分铀矿物与黄铁矿密切共生,主要耗酸矿物为方解石和白云山。矿石中铀品位0.095%,CO₂含量25.68%,FeS₂含量2.45%。

[0063] (1) 将矿石粒度破磨至细度-0.074mm占50%,将矿浆浓度调至20%。

[0064] (2) 在矿浆中加入草酸500g/t,浮选机转子转速1000r/min条件下,搅拌15min,在矿浆中加入碳酸盐矿物抑制剂六偏磷酸钠150g/t,淀粉50g/t,浮选机转子转速1000r/min条件下,搅拌15min,加入硫酸铜300g/t,浮选机转子转速1000r/min条件下,搅拌15min。

[0065] (3) 在矿浆中加入捕收剂丁基黄药150g/t,水杨醛肟50g/t,浮选机转子转速1000r/min条件下,搅拌15min,加入气泡剂2号油,用量30g/t,浮选机转子转速1000r/min条件下,搅拌15min。药剂与矿物充分接触后充气浮选,得到粗选精矿和粗选尾矿。

[0066] (4) 在粗选尾矿中加入丁基黄药50g/t,水杨醛肟20g/t,浮选机转子转速1000r/min条件下,搅拌15min,扫选1次,得到扫选精矿和浮选尾矿,扫选精矿返回上一级粗选。

[0067] (5) 将粗选精矿精选1次,得到含铀黄铁矿精矿和精选尾矿,精选尾矿返回上一级浮选。

[0068] (6) 将浮选尾矿在磁场强度0.8T条件下粗选1次,得到磁选粗精矿和磁选粗尾矿,将磁选粗尾矿在磁场强度1.0T条件下扫选1次,得到扫选精矿和含铀磁选尾矿,扫选精矿返回上一级粗选,将磁选粗精矿在磁场强度0.8T条件下精选1次,得到钛铀矿精矿和精选尾矿,精选尾矿返回上一级磁选。

[0069] (7) 将含铀黄铁矿精矿和钛铀矿精矿合并,加入浓度98%的硫酸作为浸出剂,加入量为矿石质量的2%,在浸出温度85℃,浸出液固比为1.5:1,浸出总压力1.2MPa,搅拌速度200r/min的条件下,在高压釜内浸出1.5h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0070] (8) 在含铀磁选尾矿中加入碳酸钠和碳酸氢钠作为浸出剂,碳酸钠和碳酸氢钠质量比2:1,用量为矿石质量的8%,加入氧化剂 $KMnO_4$,用量为矿石质量0.6%,浸出温度70℃,浸出液固比为1.5:1,搅拌速度300r/min的条件下,浸出3h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0071] 实施例2试验结果见表2。

[0072] 表2-1实施例2选矿试验结果

选矿产品	产率 /%	U/%		CO ₂		FeS ₂	
		品位	回收率	品位	回收率	品位	回收率
含铀黄铁矿精矿	11.25	0.152	18.00	5.67	2.49	15.89	72.96
钛铀矿精矿	6.83	0.275	19.77	2.45	0.65	3.25	9.06
含铀黄铁矿精矿 +钛铀矿精矿	18.08	0.198	37.77	4.45	3.14	11.12	82.02
含铀磁选尾矿	81.92	0.072	62.23	30.29	96.86	0.54	17.98
原矿	100	0.095	100.00	25.62	100.00	2.45	100.00

[0073] 表2-2实施例2浸出试验结果

浸出样品	浸出方法	浸出渣 U 含量%	渣计 U 浸出率/%
含铀黄铁矿精矿 +钛铀矿精矿	加压氧浸	0.015	92.44
含铀磁选尾矿	碱法搅拌浸出	0.021	70.90

[0074] 实施例3

[0077] 某碱性铀矿石主要有方解石、白云石、沥青铀矿、钍铀矿、铀石、黄铁矿、黄铜矿、赤铁矿、石英、高岭石等矿物组成。铀主要以沥青铀矿的形式存在,其次是钍铀矿,部分铀矿物与黄铁矿密切共生,主要耗酸矿物为方解石和白云山。矿石中铀品位0.095%,CO₂含量25.68%,FeS₂含量2.45%。

[0078] (1) 将矿石粒度破磨至细度-0.074mm占70%,将矿浆浓度调至30%。

[0079] (2) 在矿浆中加入草酸2000g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min,在矿浆中加入碳酸盐矿物抑制剂六偏磷酸钠350g/t,淀粉150g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min,加入硫酸铜800g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min。

[0080] (3) 在矿浆中加入捕收剂丁基黄药250g/t,水杨醛肟150g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min,加入气泡剂2号油,用量50g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min。药剂与矿物充分接触后充气浮选,得到粗选精矿和粗选尾矿。

[0081] (4) 在粗选尾矿中加入丁基黄药100g/t,水杨醛肟60g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min,扫选1次,得到扫选精矿和浮选尾矿,扫选精矿返回上一级粗选。

[0082] (5) 将粗选精矿精选2次,得到含铀黄铁矿精矿和精选尾矿,精选尾矿返回上一级浮选。

[0083] (6) 将浮选尾矿在磁场强度1.0T条件下粗选1次,得到磁选粗精矿和磁选粗尾矿,将磁选粗尾矿在磁场强度1.2T条件下扫选1次,得到扫选精矿和含铀磁选尾矿,扫选精矿返回上一级粗选,将磁选粗精矿在磁场强度0.8T条件下精选1次,得到钍铀矿精矿和精选尾矿,精选尾矿返回上一级磁选。

[0084] (7) 将含铀黄铁矿精矿和钍铀矿精矿合并,加入浓度98%的硫酸作为浸出剂,加入量为矿石质量的3%,在浸出温度90℃,浸出液固比为2.0:1,浸出总压力1.5MPa,搅拌速度250r/min的条件下,在高压釜内浸出2.0h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0085] (8) 在含铀磁选尾矿中加入碳酸钠和碳酸氢钠作为浸出剂,碳酸钠和碳酸氢钠质量比2.5:1,用量为矿石质量的9%,加入氧化剂KMnO₄,用量为矿石质量0.9%,浸出温度90℃,浸出液固比为2.0:1,搅拌速度450r/min的条件下,浸出4h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0086] 实施例3试验结果见表3。

[0087] 表3-1实施例3选矿试验结果

[0088]

选矿产品	产率 /%	U/%		CO ₂		FeS ₂	
		品位	回收率	品位	回收率	品位	回收率
含铀黄铁矿精矿	10.25	0.172	18.56	4.76	1.90	19.56	81.83
钍铀矿精矿	6.17	0.305	19.81	1.98	0.48	3.37	8.49
含铀黄铁矿精矿 +钍铀矿精矿	16.42	0.222	38.37	3.72	2.38	13.48	90.32
含铀磁选尾矿	83.58	0.070	61.63	29.92	97.62	0.28	9.68
原矿	100	0.095	100.00	25.62	100.00	2.45	100.00

[0089] 表3-2实施例3浸出试验结果

	浸出样品	浸出方法	浸出渣 U 含量%	渣计 U 浸出率/%
[0090]	含铀黄铁矿精矿 + 钛铀矿精矿	加压氧浸	0.009	95.95
	含铀磁选尾矿	碱法搅拌浸出	0.011	84.30

[0091] 实施例4

[0092] 某碱性铀矿石主要有方解石、白云石、沥青铀矿、钛铀矿、铀石、黄铁矿、黄铜矿、赤铁矿、石英、高岭石等矿物组成。铀主要以沥青铀矿的形式存在,其次是钛铀矿,部分铀矿物与黄铁矿密切共生,主要耗酸矿物为方解石和白云山。矿石中铀品位0.095%,CO₂含量25.68%,FeS₂含量2.45%。

[0093] (1) 将矿石粒度破磨至细度-0.074mm占90%,将矿浆浓度调至35%。

[0094] (2) 在矿浆中加入草酸2500g/t,浮选机转子转速2000r/min条件下,搅拌5min,在矿浆中加入碳酸盐矿物抑制剂六偏磷酸钠600g/t,淀粉200g/t,浮选机转子转速2000r/min条件下,搅拌5min,加入硫酸铜150g/t,浮选机转子转速2000r/min条件下,搅拌5min。

[0095] (3) 在矿浆中加入捕收剂丁基黄药500g/t,水杨醛肟300g/t,浮选机转子转速2000r/min条件下,搅拌5min,加入气泡剂2号油,用量100g/t,浮选机转子转速2000r/min条件下,搅拌5min。药剂与矿物充分接触后充气浮选,得到粗选精矿和粗选尾矿。

[0096] (4) 在粗选尾矿中加入丁基黄药300g/t,水杨醛肟150g/t,浮选机转子转速2000r/min条件下,搅拌5min,扫选1次,得到扫选精矿和浮选尾矿,扫选精矿返回上一级粗选。

[0097] (5) 将粗选精矿精选3次,得到含铀黄铁矿精矿和精选尾矿,精选尾矿返回上一级浮选。

[0098] (6) 将浮选尾矿在磁场强度1.2T条件下粗选1次,得到磁选粗精矿和磁选粗尾矿,将磁选粗尾矿在磁场强度1.5T条件下扫选1次,得到扫选精矿和含铀磁选尾矿,扫选精矿返回上一级粗选,将磁选粗精矿在磁场强度1.0T条件下精选2次,得到钛铀矿精矿和精选尾矿,精选尾矿返回上一级磁选。

[0099] (7) 将含铀黄铁矿精矿和钛铀矿精矿合并,加入浓度98%的硫酸作为浸出剂,加入量为矿石质量的8%,在浸出温度120℃,浸出液固比为2.5:1,浸出总压力2.0Mpa,搅拌速度500r/min的条件下,在高压釜内浸出4.0h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0100] (8) 在含铀磁选尾矿中加入碳酸钠和碳酸氢钠作为浸出剂,碳酸钠和碳酸氢钠质量比3.5:1,用量为矿石质量的10%,加入氧化剂KMnO₄,用量为矿石质量2.5%,浸出温度100℃,浸出液固比为3.0:1,搅拌速度650r/min的条件下,浸出8h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0101] 实施例4试验结果见表4。

[0102] 表4-1实施例4选矿试验结果

选矿产品	产率 /%	U/%		CO ₂		FeS ₂	
		品位	回收率	品位	回收率	品位	回收率
[0103] 含铀黄铁矿精矿	12.34	0.156	20.26	5.15	2.48	15.86	79.88
钛铀矿精矿	6.25	0.293	19.28	2.17	0.53	2.98	7.60
含铀黄铁矿精矿 +钛铀矿精矿	18.59	0.202	39.54	4.15	3.01	11.53	87.48
[0104] 含铀磁选尾矿	81.41	0.071	60.46	30.52	96.99	0.38	12.52
原矿	100	0.095	100.00	25.62	100.00	2.45	100.00

[0105] 表4-2实施例4浸出试验结果

浸出样品	浸出方法	浸出渣 U 含量%	渣计 U 浸出率/%
[0106] 含铀黄铁矿精矿 +钛铀矿精矿	加压氧浸	0.011	94.56
含铀磁选尾矿	碱法搅拌浸出	0.013	81.57

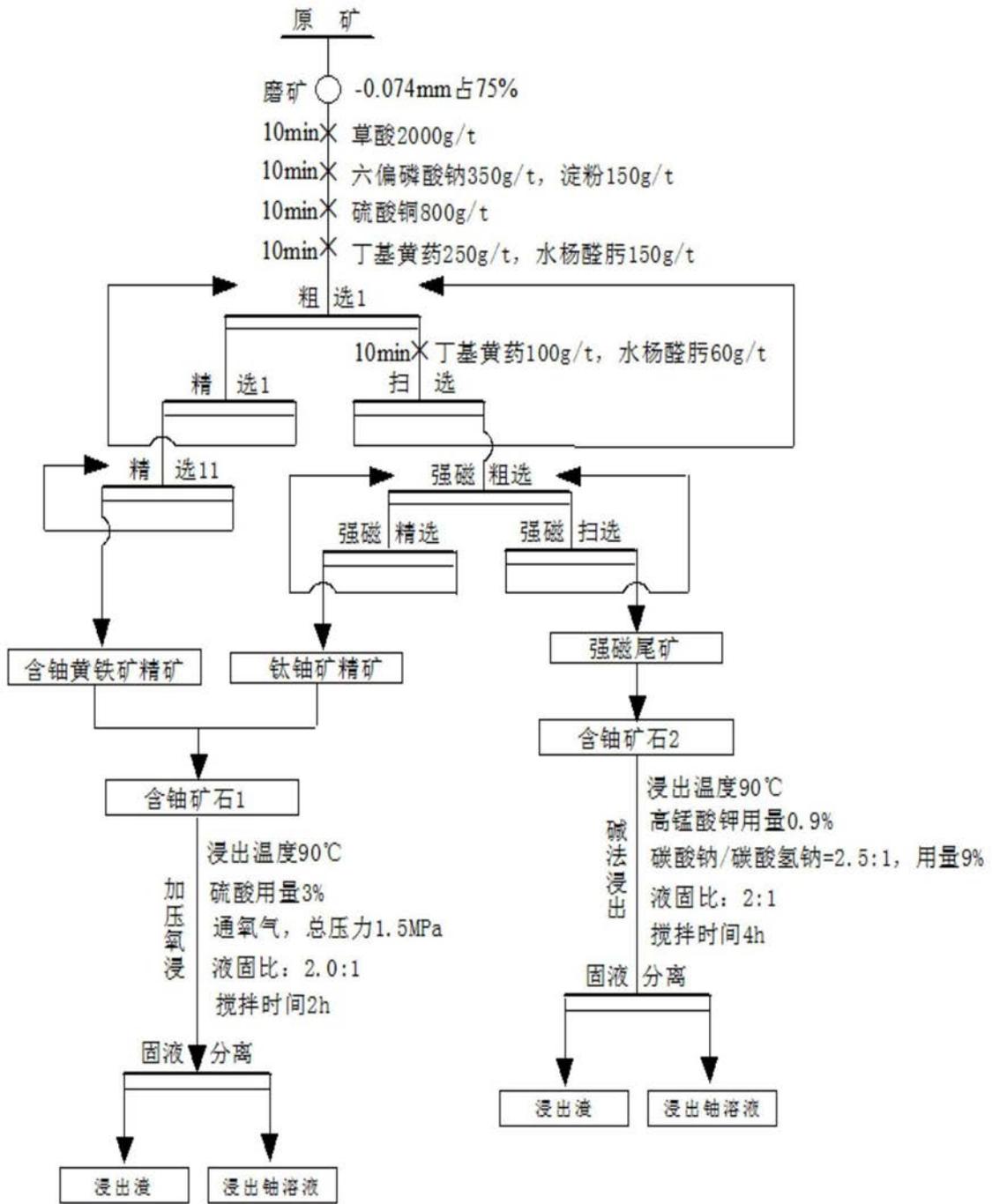


图1