



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 112779427 A

(43) 申请公布日 2021.05.11

---

(21) 申请号 202110149586.8 *B03D 1/01* (2006.01)  
(22) 申请日 2021.02.03 *B03D 101/06* (2006.01)  
(71) 申请人 核工业北京化工冶金研究院 *B03D 101/02* (2006.01)  
地址 101149 北京市通州区九棵树145号 *B03D 103/06* (2006.01)  
(72) 发明人 刘志超 李广 强录德  
(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.  
*G22B 60/02* (2006.01)  
*G22B 3/08* (2006.01)  
*G22B 3/12* (2006.01)  
*B03D 1/002* (2006.01)  
*B03D 1/018* (2006.01)  
*B03D 1/008* (2006.01)

权利要求书1页 说明书7页 附图1页

---

(54) 发明名称

一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法

(57) 摘要

本发明公开了一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,该方法根据铀磷共生铀矿石的组成特点,通过分步浮选方法获得碳酸盐含量较低的含铀磷灰石精矿和碳酸盐含量高的铀精矿,并分别采用适宜的浸出方法进行铀的回收,该方法不但大幅度降低了浸出药剂的消耗,同时提高了铀的回收效率,以期达到降低生产成本,提高铀回收率的目的,是从高酸耗难浸出铀磷共生铀矿石提铀的一种经济有效的方法。

1. 一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,其特征在于:包括以下步骤:

1) 将铀磷共生铀矿石进行磨矿和调浆后,以碳酸钠作为pH调整剂,六偏磷酸钠和水玻璃作为抑制剂,塔尔油作为捕收剂,进行一次粗选+一次扫选+一次精选流程,得到含铀磷灰石精矿和扫选尾矿;

2) 所述扫选尾矿以氧化石蜡皂和苯甲羟肟酸作为捕收剂,进行一次粗选+一次扫选流程,得到浮选铀精矿;

3) 所述含铀磷灰石精矿通过酸性氧化浸出回收铀;

4) 所述浮选铀精矿通过碱性氧压浸出回收铀。

2. 根据权利要求1所述的一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,其特征在于:所述铀磷共生铀矿石磨矿至粒度满足小于0.074mm粒级质量百分比含量占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所述的一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,其特征在于:步骤1)中,粗选过程中,碳酸钠的用量为500~5000g/t,六偏磷酸钠的用量为50~1500g/t,水玻璃用量为200~2000g/t,塔尔油的用量为200~2000g/t。

4. 根据权利要求1所述的一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,其特征在于:步骤1)中,扫选过程中,塔尔油的用量为100~1000g/t。

5. 根据权利要求1所述的一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,其特征在于:步骤1)中,精选过程中,六偏磷酸钠的用量为0~1000g/t。

6. 根据权利要求1所述的一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,其特征在于:步骤2)中,粗选过程中,氧化石蜡皂的用量为200~1500g/t,苯甲羟肟酸的用量为100~500g/t。

7. 根据权利要求1所述的一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,其特征在于:步骤2)中,扫选过程中,氧化石蜡皂的用量为100~1000g/t。

8. 根据权利要求1所述的一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,其特征在于:所述酸性氧化浸出的条件为:以硫酸作为浸出剂,浸出剂用量为含铀磷灰石精矿质量的5~20%,以 $MnO_2$ 作为氧化剂,氧化剂用量为含铀磷灰石精矿质量的0.5~1.0%,浸出温度15~90℃,浸出液固比为1.5~2mL:1g,搅拌速度为150~1000r/min,浸出时间为1~12h。

9. 根据权利要求1所述的一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,其特征在于:所述碱性氧压浸出的条件为:以碳酸钠作为浸出剂,浸出剂用量为浮选铀精矿质量的5~12%;浸出温度60~150℃,浸出时通入空气,浸出总压力0.8~2.5MPa,浸出液固比为1.5~2mL:1g,搅拌速度为150~1000r/min,在高压釜内浸出时间为2~6h。

## 一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法

### 技术领域

[0001] 本发明涉及一种铀磷共生铀矿石提取铀的方法,特别涉及一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,属于铀矿选冶技术领域。

### 背景技术

[0002] 中低温热液铀矿床是分别于我国南部的一种重要铀矿类型,矿石岩性为熔结凝灰熔岩。铀矿物以沥青铀矿为主,铀以分散的形式存在于磷灰石、褐铁矿和斑点状绿泥石中。铀和磷的关系特别密切,呈交互增长趋势。由于绿泥石、方解石、磷灰石等高耗酸组分的存在,酸法浸出时,硫酸消耗量与矿石质量比高达30%,而且需要2.5%的氧化剂 $MnO_2$ ;原矿样直接碱浸时,由于磷灰石难于分解,铀的浸出率低,只有67.8%。参阅国内外相关文献,对该类型铀磷共生铀矿石中铀的提取回收,未见经济有效的技术手段。

### 发明内容

[0003] 针对现有技术中铀磷共生铀矿石直接浸出铀过程中存在的酸法浸出时试剂消耗量大,碱法浸出时铀浸出率低,生产成本高等问题,本发明的目的是在于提供一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,该方法根据铀磷共生铀矿石的组成特点,通过分步浮选方法获得碳酸盐含量较低的含铀磷灰石精矿和碳酸盐含量高的铀精矿,并分别采用适宜的浸出方法进行铀的回收,不但大幅度降低了浸出药剂的消耗,同时提高了铀的回收效率,以期达到降低生产成本,提高铀回收率的目的。

[0004] 为实现上述技术目的,本发明提供了一种铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,该方法包括以下步骤:

[0005] 1) 将铀磷共生铀矿石进行磨矿和调浆后,以碳酸钠作为pH调整剂,六偏磷酸钠和水玻璃作为抑制剂,塔尔油作为捕收剂,进行一次粗选+一次扫选+一次精选流程,得到含铀磷灰石精矿和扫选尾矿;

[0006] 2) 所述扫选尾矿以氧化石蜡皂和苯甲羟肟酸作为捕收剂,进行一次粗选+一次扫选流程,得到浮选铀精矿;

[0007] 3) 所述含铀磷灰石精矿通过酸性氧化浸出回收铀;

[0008] 4) 所述浮选铀精矿通过碱性氧压浸出回收铀。

[0009] 本发明技术方案根据铀磷共生铀矿石中铀矿物以沥青铀矿为主,且铀以分散的形式存在于磷灰石、褐铁矿和斑点状绿泥石中,铀和磷的关系特别密切,呈交互增长趋势等特点。本发明技术方案采用了分步浮选方法,先通过抑制碳酸盐浮选,将难以碱浸出的含铀磷灰石矿物优先选出,这部分矿物可以通过酸性氧化浸出回收其中的铀和磷,而碳酸盐含量较高易于碱浸出含铀矿物在二次浮选中回收,可以采用碱性氧压浸出回收铀;该方法根据矿石铀矿物的浸出特性,通过分步浮选,独立浸出提取铀,可以大幅度降低试剂消耗,提高铀的浸出率,并且能够实现抛尾的目的,可以大幅度降低生产成本,是从高酸耗难浸出铀磷共生铀矿石提铀的一种经济有效的方法。

[0010] 作为一个优选的方案,所述铀磷共生铀矿石磨矿至粒度满足小于0.074mm粒级质量百分比含量占40~90%,调浆至矿浆质量百分比浓度为10~40%。

[0011] 作为一个优选的方案,步骤1)中,粗选过程中,碳酸钠的用量为500~5000g/t,六偏磷酸钠的用量为50~1500g/t,水玻璃用量为200~2000g/t,塔尔油的用量为200~2000g/t。六偏磷酸钠主要用于抑制碳酸盐浮选。碳酸盐用于pH调整剂,六偏磷酸钠用于抑制碳酸盐矿物,水玻璃用于抑制硅酸盐,塔尔油用于捕收含铀磷灰石。在优选的条件下能够将难以碱浸出的含铀磷灰石矿物优先选出,获得碳酸盐含量较低的含铀磷灰石精矿。

[0012] 作为一个优选的方案,步骤1)中,扫选过程中,塔尔油的用量为100~1000g/t。

[0013] 作为一个优选的方案,步骤1)中,精选过程中,六偏磷酸钠的用量为0~1000g/t。

[0014] 作为一个优选的方案,步骤2)中,粗选过程中,氧化石蜡皂的用量为200~1500g/t,苯甲羟肟酸的用量为100~500g/t。在优选的浮选条件下,能够以高回收率获得浮选铀精矿。

[0015] 作为一个优选的方案,步骤2)中,扫选过程中,氧化石蜡皂的用量为100~1000g/t。

[0016] 作为一个优选的方案,所述酸性氧化浸出的条件为:以硫酸作为浸出剂,浸出剂用量为含铀磷灰石精矿质量的5~20%,以 $MnO_2$ 作为氧化剂,氧化剂用量为含铀磷灰石精矿质量的0.5~1.0%,浸出温度15~90℃,浸出液固比为1.5~2mL:1g,搅拌速度为150~1000r/min,浸出时间为1~12h。采用的硫酸为工业浓硫酸。优选的浸出温度为20~60℃。

[0017] 作为一个优选的方案,所述碱性氧压浸出的条件为:以碳酸钠作为浸出剂,浸出剂用量为浮选铀精矿质量的5~12%;浸出温度60~150℃,浸出时通入空气,浸出总压力0.8~2.5MPa,浸出液固比为1.5~2mL:1g(液固比通过适量水调节),搅拌速度为150~1000r/min,在高压釜内浸出时间为2~6h。优选的浸出温度为80~120℃。

[0018] 本发明提供的铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀回收方法,包括以下具体步骤:

[0019] (1) 矿石破磨:将矿石细度破磨至-0.074mm占40~90%,矿浆浓度调至10~40%。

[0020] (2) 浮选磷灰石:

[0021] 1) 在矿浆中加入500~5000g/t的碳酸钠,浮选机转子转速1000~2500r/min条件下,搅拌3~15min;加入碳酸盐矿物抑制剂六偏磷酸钠50~1500g/t,浮选机转子转速1000~2500r/min条件下,搅拌3~15min;加入硅酸盐矿物抑制剂水玻璃200~2000g/t,浮选机转子转速1000~2500r/min条件下,搅拌3~15min。

[0022] 2) 在矿浆中加入200~2000g/t的塔尔油,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1和粗选尾矿1。

[0023] 3) 在粗选尾矿1中加入100~1000g/t的塔尔油,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1和扫选尾矿1。

[0024] 4) 扫选精矿1和粗选精矿1合并,加入六偏磷酸钠0~1000g/t,浮选机转子转速1000~2500r/min条件下,搅拌3~15min,精选1次,得到浮选精矿1(含铀磷灰石精矿)和精选尾矿1,精选尾矿1返回上一级粗选流程。

[0025] (3) 浮选铀矿物:

[0026] 1) 在步骤(2)中得到的扫选尾矿1中加入氧化石蜡皂200~1500g/t,苯甲羟肟酸100~500g/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2和粗选尾矿2。

[0027] 2) 在粗选尾矿2中加入100~1000g/t的氧化石蜡皂,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2和浮选尾矿。将扫选精矿2和粗选精矿2合并,作为浮选铀精矿。

[0028] (4) 从选矿产品中浸出铀:

[0029] 1) 从磷灰石精矿中浸出铀

[0030] 步骤(2)中得到的磷灰石精矿中的铀与磷密切共生,采用酸法浸出的方法回收铀。

[0031] a. 浸出试剂为浓度98%的浓硫酸,用量为矿石质量的5~20%;

[0032] b. 氧化剂为 $MnO_2$ ,用量为矿石质量的0.5~1.0%;

[0033] c. 浸出温度20℃,浸出液固比为1.5:1~2:1,搅拌速度150~1000r/min的条件下,浸出1~12h;

[0034] d. 固液分离,得到铀的浸出液。

[0035] 2) 从浮选铀精矿中浸出铀:

[0036] 步骤(3)中得到的铀精矿中的碳酸盐矿物含量较高,采用加压碱法浸出的方法回收铀。

[0037] a. 浸出试剂为碳酸钠,用量为矿石质量的5~12%;

[0038] b. 浸出温度60~150℃,浸出时通入空气,浸出总压力0.8~2.5MPa;

[0039] c. 在浸出液固比为1.5~2:1,搅拌速度150~1000r/min的条件下,在高压釜内浸出2~6h;

[0040] d. 固液分离,得到铀的浸出液。

[0041] 相对现有技术,本发明技术方案带来的有益技术效果:

[0042] 本发明技术方案根据铀磷共生铀矿石中铀矿物以沥青铀矿为主,且铀以分散的形式存在于磷灰石、褐铁矿和斑点状绿泥石中,铀和磷的关系特别密切,呈交互增长趋势等特点,采用了分步浮选结合分开浸出的方法,通过将不同类型的铀矿物分离并结合不同的方法来浸出,以达到降低药剂耗量,提高铀回收率的目的。本发明技术方案首先通过抑制碳酸盐矿物浮选获得磷灰石伴生铀的含铀磷灰石精矿,这部分铀矿物难以碱浸,分离后易于酸浸,浮选精矿产率10.87%,磷的回收率82.68%,采用酸法浸出铀,酸耗11%,铀的浸出率95.03%;然后再直接浮选铀矿物,浮选的铀精矿碳酸盐含量高,适合于采用碱浸出,浮选铀精矿产率50.12%,二氧化碳品位3.89%,铀品位0.182%,采用加压碱法浸出铀,碱耗9%,铀的浸出率91.74%,浮选尾矿产率39.01%,铀品位0.019%,可以直接尾弃。该方法根据铀磷共生铀矿物组成特性,采用选冶联合的办法提取铀,可以大幅度降低试剂消耗,提高铀的浸出率,并且能够实现抛尾的目的,可以大幅度降低生产成本,是从高酸耗难浸出铀磷共生铀矿石提铀的一种经济有效的方法。

## 附图说明

[0043] 图1为铀磷共生铀矿石的选冶联合提铀工艺流程图。

## 具体实施方式

[0044] 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。

## [0045] 实施例1

[0046] 某铀磷共生铀矿石中的主要矿物有石英、钠长石、绿泥石、方解石、沥青铀矿、磷灰石及很少的分散赤铁矿、褐铁矿等。铀主要以沥青铀矿形式存在,有少量已氧化变成残余铀黑,铀以分散的形式存在于磷灰石、褐铁矿和斑点状绿泥石中。矿石中铀品位0.118%。

[0047] (1) 将矿石细度破磨至-0.074mm占65%,矿浆浓度调至20%。在矿浆中加入1500g/t的碳酸钠,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌15min;加入碳酸盐矿物抑制剂六偏磷酸钠500g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌15min;加入硅酸盐矿物抑制剂水玻璃800g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌15min。

[0048] (2) 在矿浆中加入捕收剂塔尔油500g/t,浮选机转子转速1500r/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1和粗选尾矿1;在粗选尾矿1中加入200g/t的塔尔油,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌15min,扫选1次,得到扫选精矿1和扫选尾矿1。

[0049] (3) 扫选精矿1和粗选精矿1合并,加入六偏磷酸钠200g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌15min,精选1次,得到含铀磷灰石精矿和精选尾矿1,精选尾矿1返回上一级粗选流程。

[0050] (4) 在扫选尾矿1中加入氧化石蜡皂600g/t,苯甲羟肟酸200g/t,浮选机转子转速1500r/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2和粗选尾矿2;在粗选尾矿2中加入200g/t的氧化石蜡皂,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌15min,扫选1次,得到扫选精矿2和浮选尾矿。将扫选精矿2和粗选精矿2合并,作为浮选铀精矿。

[0051] (5) 在含铀磷灰石精矿加入浓度98%的浓硫酸作为浸出剂,加入量为矿石质量的10%,加入氧化剂MnO<sub>2</sub>,用量为矿石质量0.5%,在浸出温度20℃,浸出液固比为1.5:1,搅拌速度300r/min的条件下浸出2h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0052] (6) 在浮选铀精矿中加入碳酸钠作为浸出剂,加入量为矿石质量的8%,在浸出温度90℃,浸出液固比为1.5:1,浸出总压力1.5MPa,搅拌速度150r/min的条件下在高压釜内浸出2h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0053] 实施例1试验结果见表1。

[0054] 表1-1实施例1选矿试验结果

选矿产品	产率/%	U/%		P		CO <sub>2</sub>	
		品位	回收率	品位	回收率	品位	回收率
含铀磷精矿	0.157	16.21	0.157	8.25	80.53	0.65	2.14
浮选铀精矿	0.181	73.02	0.181	0.31	11.82	3.83	49.29
浮选尾矿	0.032	10.78	0.032	0.24	7.64	4.52	48.57
原矿	0.118	100.00	0.118	1.25	100.00	3.72	100.00

[0056] 表1-2实施例1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/%
含铀磷精矿	酸法	0.013	91.72

浮选铀精矿	加压碱浸	0.019	89.50
-------	------	-------	-------

[0058] 实施例2

[0059] 某铀磷共生铀矿石中的主要矿物有石英、钠长石、绿泥石、方解石、沥青铀矿、磷灰石及很少的分散赤铁矿、褐铁矿等。铀主要以沥青铀矿形式存在,有少量已氧化变成残余铀黑,铀以分散的形式存在于磷灰石、褐铁矿和斑点状绿泥石中。矿石中铀品位0.118%。

[0060] (1) 将矿石细度破磨至-0.074mm占70%,矿浆浓度调至25%。在矿浆中加入2000g/t的碳酸钠,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min;加入碳酸盐矿物抑制剂六偏磷酸钠600g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min;加入硅酸盐矿物抑制剂水玻璃1000g/t,浮选机转子转速1000r/min条件下,搅拌10min。

[0061] (2) 在矿浆中加入捕收剂塔尔油600g/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1和粗选尾矿1;在粗选尾矿1中加入250g/t的塔尔油,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1和扫选尾矿1。

[0062] (3) 扫选精矿1和粗选精矿1合并,加入六偏磷酸钠300g/t,浮选机转子转速1500r/min条件下,搅拌10min,精选1次,得到含铀磷灰石精矿和精选尾矿1,精选尾矿1返回上一级粗选流程。

[0063] (4) 在扫选尾矿1中加入氧化石蜡皂800g/t,苯甲羟肟酸250g/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2和粗选尾矿2;在粗选尾矿2中加入300g/t的氧化石蜡皂,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2和浮选尾矿。将扫选精矿2和粗选精矿2合并,作为浮选铀精矿。

[0064] (5) 在含铀磷灰石精矿加入浓度98%的浓硫酸作为浸出剂,加入量为矿石质量的12%,加入氧化剂MnO<sub>2</sub>,用量为矿石质量1.0%,在浸出温度20℃,浸出液固比为2.0:1,搅拌速度400r/min的条件下浸出3h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0065] (6) 在浮选铀精矿中加入碳酸钠作为浸出剂,加入量为矿石质量的10%,在浸出温度105℃,浸出液固比为2.0:1,浸出总压力1.8MPa,搅拌速度180r/min的条件下在高压釜内浸出2.5h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0066] 实施例2试验结果见表2。

[0067] 表2-1实施例2选矿试验结果

选矿产品	产率/%	U/%		P		CO <sub>2</sub>	
		品位	回收率	品位	回收率	品位	回收率
[0068] 含铀磷精矿	11.52	0.179	17.45	8.84	81.36	0.62	1.92
浮选铀精矿	49.56	0.178	74.65	0.29	11.48	3.79	50.54
浮选尾矿	38.92	0.024	7.90	0.23	7.15	4.54	47.54

[0069] 原矿	100.00	0.118	100.00	1.25	100.00	3.72	100.00
-----------	--------	-------	--------	------	--------	------	--------

[0070] 表2-2实施例2浸出试验结果

[0071] 浸出样品	浸出方法	浸出渣U含量%	渣计U浸出率/%
-------------	------	---------	----------

含铀磷精矿	酸法	0.012	93.85
浮选铀精矿	加压碱浸	0.016	91.01

## [0072] 实施例3

[0073] 某铀磷共生铀矿石中的主要矿物有石英、钠长石、绿泥石、方解石、沥青铀矿、磷灰石及很少的分散赤铁矿、褐铁矿等。铀主要以沥青铀矿形式存在,有少量已氧化变成残余铀黑,铀以分散的形式存在于磷灰石、褐铁矿和斑点状绿泥石中。矿石中铀品位0.118%。

[0074] (1) 将矿石细度破磨至-0.074mm占75%,矿浆浓度调至30%。在矿浆中加入3000g/t的碳酸钠,浮选机转子转速2000r/min条件下,搅拌5min;加入碳酸盐矿物抑制剂六偏磷酸钠550g/t,浮选机转子转速2000r/min条件下,搅拌5min;加入硅酸盐矿物抑制剂水玻璃900g/t,浮选机转子转速2000r/min条件下,搅拌5min。

[0075] (2) 在矿浆中加入捕收剂塔尔油700g/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1和粗选尾矿1;在粗选尾矿1中加入300g/t的塔尔油,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1和扫选尾矿1。

[0076] (3) 扫选精矿1和粗选精矿1合并,加入六偏磷酸钠350g/t,浮选机转子转速2000r/min条件下,搅拌5min,精选1次,得到含铀磷灰石精矿和精选尾矿1,精选尾矿1返回上一级粗选流程。

[0077] (4) 在扫选尾矿1中加入氧化石蜡皂750g/t,苯甲羟肟酸300g/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2和粗选尾矿2;在粗选尾矿2中加入350g/t的氧化石蜡皂,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2和浮选尾矿。将扫选精矿2和粗选精矿2合并,作为浮选铀精矿。

[0078] (5) 在含铀磷灰石精矿加入浓度98%的浓硫酸作为浸出剂,加入量为矿石质量的11%,加入氧化剂MnO<sub>2</sub>,用量为矿石质量0.5%,在浸出温度20℃,浸出液固比为2.0:1,搅拌速度300r/min的条件下浸出4h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0079] (6) 在浮选铀精矿中加入碳酸钠作为浸出剂,加入量为矿石质量的9%,在浸出温度110℃,浸出液固比为2.0:1,浸出总压力2.0MPa,搅拌速度200r/min的条件下在高压釜内浸出3h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0080] 实施例3试验结果见表3。

[0081] 表3-1实施例3选矿试验结果

选矿产品	产率/%	U/%		P		CO <sub>2</sub>	
		品位	回收率	品位	回收率	品位	回收率
含铀磷精矿	10.87	0.181	16.63	9.54	82.68	0.57	1.67
浮选铀精矿	50.12	0.182	77.10	0.27	10.79	3.89	52.41
浮选尾矿	39.01	0.019	6.27	0.21	6.53	4.38	45.93
原矿	100.00	0.118	100.00	1.25	100.00	3.72	100.00

[0083] 表3-2实施例3浸出试验结果

[0084]	浸出样品	浸出方法	浸出渣U含量%	渣计U浸出率/%
	含铀磷精矿	酸法	0.009	95.03
	浮选铀精矿	加压碱浸	0.015	91.76

[0085] 实施例4

[0086] 某铀磷共生铀矿石中的主要矿物有石英、钠长石、绿泥石、方解石、沥青铀矿、磷灰石及很少的分散赤铁矿、褐铁矿等。铀主要以沥青铀矿形式存在,有少量已氧化变成残余铀黑,铀以分散的形式存在于磷灰石、褐铁矿和斑点状绿泥石中。矿石中铀品位0.118%。

[0087] 开展了选矿产品和原矿铀浸出效果对比试验,分别为含铀磷精矿酸法浸出、浮选铀精矿加压碱浸、原矿酸法浸出和原矿加压氧浸四组试验,具体条件如下:

[0088] (1) 在含铀磷灰石精矿(铀品位0.179%)加入浓度98%的浓硫酸作为浸出剂,加入量为矿石质量的8%,加入氧化剂 $MnO_2$ ,用量为矿石质量1%,在浸出温度25℃,浸出液固比为2.0:1,搅拌速度200r/min的条件下浸出4h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0089] (2) 在浮选铀精矿(铀品位0.178%)中加入碳酸钠作为出剂,加入量为矿石质量的10%,在浸出温度105℃,浸出液固比为2.0:1,浸出总压力2.0Mpa,搅拌速度200r/min的条件下在高压釜内浸出4h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0090] (3) 在原矿中(铀品位0.118%)加入浓度98%的浓硫酸作为浸出剂,加入量为矿石质量的30%,加入氧化剂 $MnO_2$ ,用量为矿石质量1%,在浸出温度25℃,浸出液固比为2.0:1,搅拌速度200r/min的条件下浸出4h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0091] (4) 在原矿中(铀品位0.118%)加入碳酸钠作为浸出剂,加入量为矿石质量的15%,在浸出温度105℃,浸出液固比为2.0:1,浸出总压力2.0MPa,搅拌速度200r/min的条件下在高压釜内浸出4h,固液分离后得到铀的浸出液和浸出渣。

[0092] 实施例4试验结果见表4。

[0093] 表4实施例4选矿试验结果

[0094]	浸出样品	浸出方法	浸出渣U含量%	渣计U浸出率/%
	含铀磷精矿	酸法	0.008	95.53
	浮选铀精矿	加压碱浸	0.016	91.01
	原矿	酸法	0.011	90.68
	原矿	加压碱浸	0.037	68.64

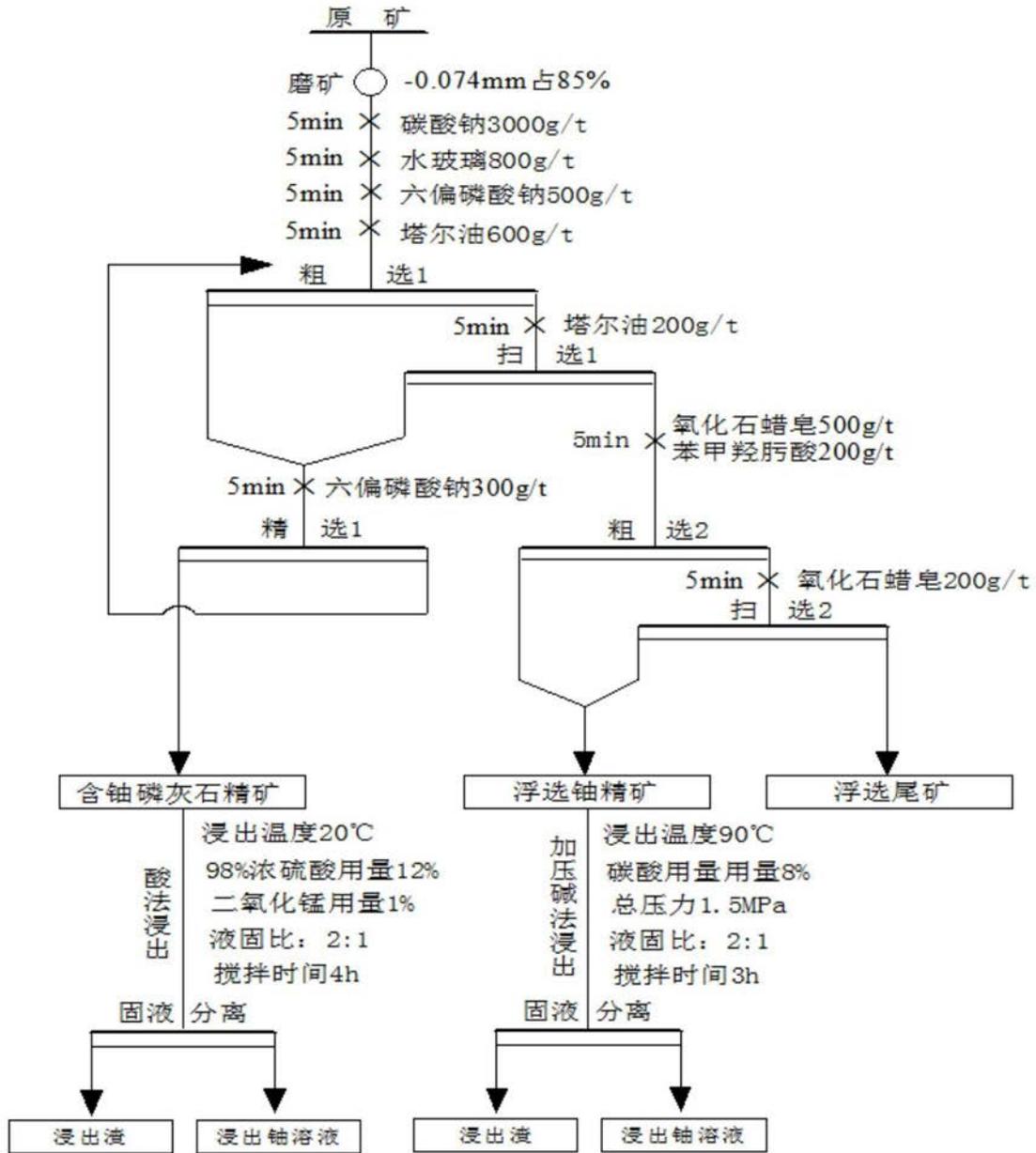


图1