



(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 111282710 A  
(43)申请公布日 2020.06.16

(21)申请号 202010144166.6

(22)申请日 2020.03.04

(71)申请人 金川集团股份有限公司  
地址 737103 甘肃省金昌市金川路98号

(72)发明人 谢杰 江敏 李建博 赵寿红  
吴越

(74)专利代理机构 中国有色金属工业专利中心  
11028

代理人 李子健

(51) Int. Cl.  
B03B 9/00(2006.01)  
B03B 1/00(2006.01)

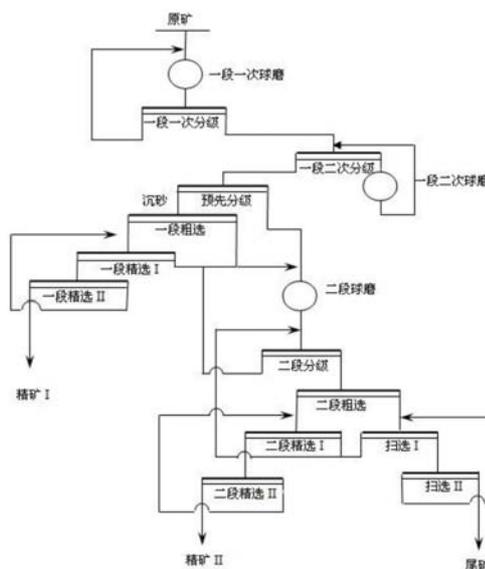
权利要求书1页 说明书8页 附图2页

(54)发明名称

一种贫难选镍铜矿的异步同选工艺

(57)摘要

本发明的一种贫难选镍铜矿的异步同选工艺,采用旋流器离心分离选矿技术,在低品位贫难选硫化铜镍矿浮选前的磨矿回路中提前选别出来一部分镍铜品位含量低、粒度细并且满足二段入浮条件的脉石及金属矿物,让其直接进入二段浮选,以此提高镍铜金属的回收率及精矿品质。本发明将利用离心重力选矿设备将磨矿产品进行预先分级的工艺应用在铜镍矿选矿流程的磨矿回路。本发明能够改善和提高各段浮选作业效率、降低工艺能耗、达到提高最终铜镍选别指标目的、经济适用、简单且选矿效果好。



1. 一种贫难选镍铜矿的异步同选工艺,其特征在於,包括以下步骤:

步骤(1):将贫难选镍铜矿原矿通过一段一次球磨机进行磨矿解离至磨矿细度-200目的质量百分含量为65%~70%后加水搅拌得到矿浆,对矿浆进行分级,得到一段分级沉砂和浓度为67%-73%的一段磨矿溢流矿浆;一段分级沉砂返回一段一次球磨机进行再磨;

步骤(2):将步骤(1)中得到的一段磨矿溢流矿浆通过一段二次球磨机进行二次解离后再经过一段二次旋流器进行分级,得到一段二次溢流矿浆和一段二次沉砂;一段二次沉砂返回一段二次球磨机进行再磨;

步骤(3):将步骤(2)中得到的一段二次溢流矿浆搅拌均匀后通过预先分级旋流器进行分级,得到浓度为48%-52%的一段二次分级沉砂和浓度为15%-19%的分级溢流产品;

步骤(4):将步骤(3)得到的一段二次分级沉砂经分级沉砂箱自流至一段浮选搅拌槽搅拌7min-9min,将一段二次分级沉砂矿浆浓度调整为21%-25%后添加捕收剂乙基钠黄药105g/t-125g/t、起泡剂丁铵黑药19g/t-29g/t、调整剂碳酸钠260g/t-1060g/t,经过一段浮选6min-8min后得到一段精矿产品和一段尾矿产品;

步骤(5):将步骤(3)得到的分级溢流产品通过二段浮选搅拌槽搅拌7min-9min得到浓度为15%-19%的浮选矿浆,向浮选矿浆中添加捕收剂乙基钠黄药95g/t-115g/t、起泡剂丁铵黑药4g/t-14g/t后浮选6min-8min;

步骤(6):将一段尾矿产品和分级溢流产品,共同经过二次精选和二次扫选后得到精矿镍产品、精矿铜产品、尾矿镍产品、尾矿铜产品。

2. 根据权利要求1所述的贫难选镍铜矿的异步同选工艺,其特征在於,所述贫难选镍铜矿原矿中镍品位为0.45%-0.65%、铜品位为0.38%-0.54%。

3. 根据权利要求1所述的贫难选镍铜矿的异步同选工艺,其特征在於,步骤(2)中使用的一段二次球磨机为溢流式球磨机。

## 一种贫难选镍铜矿的异步同选工艺

### 技术领域

[0001] 本发明属于选矿技术领域,具体涉及到一种贫难选镍铜矿的异步同选工艺。

### 背景技术

[0002] 某铜镍多金属硫化矿石中除铜、镍外,还伴生有钴、铂族元素、金、银、硒、镓、铟、锗、铬等有价元素。矿石特点是品位低、氧化率高、伴生元素富集不明显。随着矿区的开采深入,贫难选矿石逐年增多,目前矿石镍品位为0.56-0.65%左右,铜品位为0.42-0.56%左右,有价元素含量低。有价元素主要载体矿物中,镍黄铁矿与紫硫镍矿合计1%,黄铜矿含量为0.9%(见表1),有用矿物含量少,回收难度大,这对进一步提高铜镍富集带来了很大的困难。

[0003] 表1贫矿石中矿物含量测定结果(%)

矿物名称	矿物含量	矿物名称	矿物含量
黄铁矿、磁黄铁矿	2.0	蛇纹石、绿泥石、滑石、透闪石、辉石、橄榄石等硅酸盐矿物	78.6
镍黄铁矿	0.5		
紫硫镍矿	0.5		
黄铜矿、方黄铜矿、墨铜矿	0.9	白云石、菱镁矿、方解石等碳酸盐矿物	15.4
磁铁矿、铬铁矿、褐铁矿	2.1	合计	100.00

[0005] 由上表中贫矿石中矿物含量测定结果可以看出:矿石中金属矿物含量少,仅占矿物总量的6.0%,金属硫化物含量更少,仅占矿物总量的3.9%;非金属矿物含量大,约占矿物总量的94.0%。

[0006] 现有技术中选别硫化铜镍矿石的主要方法是根据矿物表面物理化学性质的不同,采用泡沫浮选的方法进行选别。现有技术中的选矿工艺流程一般为(工艺流程见图2):破碎后的硫化铜镍矿石经过一段(二次)磨矿和分级作业后,金属矿物和非金属矿物同步进入一段粗选,经过一段粗选产出的精矿进行两次精选作为最终精矿,一段粗选产出的尾矿经过二段磨矿后进入二段粗选,二段粗选产出的精矿和尾矿再分别进行三次精选和三次扫选,产出最终精矿和尾矿。这种传统选矿方法中存在的问题为:经过磨矿后的矿浆同步进入一段粗选,由于大量脉石矿物的混入,镍铜金属回收率提升空间较小,且精矿中的杂质-氧化镁含量始终居高不下,影响下游冶炼加工的生产成本增加。传统选矿方法中存在的问题具体表现为:对贫化、难选矿石,大量的非金属矿物与少量的金属矿物同步进入选别过程,而脉石矿物中蛇纹石、绿泥石和白云石易浮,在浮选过程出现异相凝聚现象,影响矿石中黄铜矿、镍黄铁矿、紫硫镍铁矿的回收,并且在浮选过程中大量进入精矿。进而导致精矿中镍、铜品位降低,氧化镁含量升高,对生产中精矿质量保证非常不利。再加上其自身硬度小,磨矿过程易于泥化,会恶化浮选条件,对浮选过程中镍、铜的富集造成极大的困难。从经济效益角度而言,由于同步选别,二段循环量波动较大,会降低选别效率,大幅增加药剂消耗。因此

有必要将该选别工艺进行优化。

[0007] 随着贫矿石的处理规模越来越大,针对现有贫难硫化铜镍矿的特点,有必要研究探索一种针对贫化后硫化铜镍矿石的新选矿方法,提高铜镍在矿物加工过程中的富集,从而提高精矿质量,增加铜镍回收率,让有用矿物最大限度地回收利用,提高矿产资源的综合利用水平,这对增加资源选矿综合技术经济指标具有重要意义。

### 发明内容

[0008] 针对现有技术中的不足,本发明的目的是提供一种能够改善和提高各段浮选作业效率、降低工艺能耗、达到提高最终铜镍选别指标目的、经济适用、简单且选矿效果好的贫难选镍铜矿的异步同选工艺。

[0009] 为实现上述目的,本发明采用以下技术方案:

[0010] 一种贫难选镍铜矿的异步同选工艺,其特征在于,包括以下步骤:

[0011] 步骤(1):将贫难选镍铜矿原矿通过一段一次球磨机进行磨矿解离至磨矿细度-200目的质量百分含量为65%~70%后加水搅拌得到矿浆,对矿浆进行分级,得到一段分级沉砂和浓度为67%-73%的一段磨矿溢流矿浆;一段分级沉砂返回一段一次球磨机进行再磨;

[0012] 步骤(2):将步骤(1)中得到的一段磨矿溢流矿浆通过一段二次球磨机进行二次解离后再经过一段二次旋流器进行分级,得到一段二次溢流矿浆和一段二次沉砂;一段二次沉砂返回一段二次球磨机进行再磨;

[0013] 步骤(3):将步骤(2)中得到的一段二次溢流矿浆搅拌均匀后通过预先分级旋流器进行分级,得到浓度为48%-52%的一段二次分级沉砂和浓度为15%-19%的分级溢流产品;

[0014] 步骤(4):将步骤(3)得到的一段二次分级沉砂经分级沉砂箱自流至一段浮选搅拌槽搅拌7min-9min,将一段二次分级沉砂矿浆浓度调整为21%-25%后添加捕收剂乙基钠黄药105g/t-125g/t、起泡剂丁铵黑药19g/t-29g/t、调整剂碳酸钠260g/t-1060g/t,经过一段浮选6min-8min后得到一段精矿产品和一段尾矿产品;

[0015] 步骤(5):将步骤(3)得到的分级溢流产品通过二段浮选搅拌槽搅拌7min-9min得到浓度为15%-19%的浮选矿浆,向浮选矿浆中添加捕收剂乙基钠黄药95g/t-115g/t、起泡剂丁铵黑药4g/t-14g/t后浮选6min-8min;

[0016] 步骤(6):将一段尾矿产品和分级溢流产品,共同经过二次精选和二次扫选后得到精矿镍产品、精矿铜产品、尾矿镍产品、尾矿铜产品。

[0017] 根据上述的贫难选镍铜矿的异步同选工艺,其特征在于,所述贫难选镍铜矿原矿中镍品位为0.45%-0.65%、铜品位为0.38%-0.54%。

[0018] 根据上述的贫难选镍铜矿的异步同选工艺,其特征在于,步骤(2)中使用的一段二次球磨机为溢流式球磨机。

[0019] 本发明的有益技术效果:

[0020] (1)本发明涉及到一种提高硫化铜镍矿贫难选矿镍铜富集的选别方法,本发明适应铜镍矿石嵌布粒度不均匀、脉石矿物含量高且可浮性大的特点,将金属和非金属矿物通过重力分级,有选择性地一段磨矿的产品进行异步(两段浮选)选矿,从而达到改善和提

高各段浮选作业效率的效果,达到提高最终铜镍选别指标的目的。

[0021] (2) 本发明采取阶段磨矿、阶段选别的方法。在一段磨矿闭路选矿工艺流程中增加预先分级工艺,将一段磨矿旋流器的溢流产品经分级旋流器再次进行分级,提前将易磨、粒度细小的脉石及部分金属矿物提前分离出来直接进入二段选别作业,使其不再进入一段浮选;一段选别主要针对粗颗粒的金属矿物,这样能够改变传统工艺中同一个磨矿作业产出的所有产品均同步进入一段和二段浮选作业的做法,能够显著优化浮选的作业条件,以此提高一段浮选的选别效率,一段浮选铜镍混合精矿品质大幅提高,杂质氧化镁含量降低,回收率提升空间增大;另外,由于不同组别的矿物不同步选别,一段浮选入选矿浆量减少,一段精选流程缩短,能够较大地降低工艺能耗。

[0022] (3) 一段选别效率的提高,为二段浮选作业的矿浆循环量的降低创造了先决条件。由于入选矿浆量的减少,二段浮选作业也由原来的三次作业减少为两次精选、两次扫选,缩短了工艺流程,提高综合精矿品质和回收率的同时还能够降低药剂消耗,符合绿色冶金的发展理念。

## 附图说明

[0023] 图1为本发明的工艺流程图;

[0024] 图2为现有技术中的浮选工艺流程图。

## 具体实施方式

[0025] 参见图1,本发明的一种贫难选镍铜矿的异步同选工艺,包括以下步骤:

[0026] 步骤(1):将贫难选镍铜矿原矿通过一段一次球磨机进行磨矿解离至磨矿细度-200目的质量百分含量为65%~70%后加水搅拌得到矿浆,使用旋流器对矿浆进行分级,得到一段分级沉砂A2和浓度为67%-73%的一段磨矿溢流矿浆A1;一段分级沉砂A2返回一段一次球磨机进行再磨,从而形成闭路循环。

[0027] 步骤(2):将步骤(1)中得到的一段磨矿溢流矿浆A1作为一段二次磨矿的原矿通过一段二次球磨机进行二次解离,再经过一段二次旋流器进行分级,得到一段二次溢流矿浆A3和一段二次沉砂A4。一段二次沉砂A4返回一段二次球磨机进行再磨,从而形成闭路循环。优选的,一段二次球磨机为 $\phi 2700 \times 3600$ mm的溢流式球磨机。

[0028] 步骤(3):使步骤(2)中得到的一段二次溢流矿浆A3进入预先分级搅拌槽,搅拌均匀后经渣浆泵进入预先分级旋流器进行分级,得到一段二次分级沉砂A5和分级溢流产品A6。通过旋流器将分级溢流产品A6矿浆浓度控制在15%-19%、一段二次分级沉砂A5浓度控制在48%-52%。

[0029] 步骤(4):将步骤(3)得到的一段二次分级沉砂A5经分级沉砂箱自流至一段浮选搅拌槽搅拌7min-9min,将一段二次分级沉砂A5矿浆浓度调整为21%-25%后添加捕收剂乙基钠黄药105g/t-125g/t、起泡剂丁铵黑药19g/t-29g/t、调整剂碳酸钠260g/t-1060g/t,经过一段浮选6min-8min后得到一段精矿产品A7和一段尾矿产品A8。

[0030] 步骤(5):将步骤(3)得到分级溢流产品A6通过二段浮选搅拌槽搅拌7min-9min得到浓度为15%-19%的浮选矿浆,向浮选矿浆中添加捕收剂乙基钠黄药95g/t-115g/t、起泡剂丁铵黑药4g/t-14g/t后浮选6min-8min。

[0031] 步骤(6):将一段尾矿产品A8和分级溢流产品A6(即易粉碎、易浮脉石矿物),共同进入二段浮选流程,二段浮选流程为现有技术中的二次精选和二次扫选浮选工艺流程,经过二次精选和二次扫选后得到精矿镍产品、精矿铜产品、尾矿镍产品、尾矿铜产品。

[0032] 步骤(7):步骤(3)得到的分级溢流产品A6进入二段浮选搅拌槽进行调浆入浮,搅拌时间为7min-9min,得到二段浮选矿浆,二段浮选矿浆浓度为15%-19%,向二段浮选矿浆中添加捕收剂乙基钠黄药95g/t-115g/t、起泡剂丁铵黑药4g/t-14g/t,浮选时间为6min-8min。

[0033] 步骤(8):一段尾矿产品A8、分级溢流产品A6(即易粉碎、易浮脉石矿物),经二段粗选搅拌槽搅拌7min-9min后得到矿浆,将矿浆浓度调整为18%-22%后入浮,向矿浆中添加捕收剂乙基钠黄药45g/t-55g/t、起泡剂丁铵黑药10g/t-20g/t,产出二段粗选的精矿A9和二段粗选尾矿产品A10。

[0034] 步骤(9):步骤(8)中得到的二段粗选的精矿A9进行一次选别时间为6min-8min的精选后,得到二段一次精选的精矿A11和二段一次的尾矿产品A12,二段一次的尾矿产品A12经管道返回至二段粗选搅拌槽,与一段二次分级沉砂A5、二段粗选尾矿产品A10混合调浆后进行再次分选。

[0035] 步骤(10):步骤(9)中得到的二段一次精选的精矿A11进入至二段二次精选,选别时间为4min-6min,产出最终精矿产品A13和二段二次精选的尾矿产品A14;二段二次精选的尾矿产品A14依次返回至二段一次精选进行循环选别;

[0036] 步骤(11):步骤(8)中得到二段粗选尾矿产品A10进行二段一次扫选,选别时间为4min-6min,同时添加乙基钠黄药30g/t-40g/t,产出二段一次扫选的精矿产品A15和二段一次扫选的尾矿产品A16。其中二段一次扫选的精矿产品A15依次返回至二段粗选搅拌槽,给入步骤(8)的二段粗选作业,二段一次扫选的尾矿产品A16进入至二段二次扫选;

[0037] 步骤(12):将步骤(11)得到的二段一次扫选的尾矿产品A16给入二段二次扫选,选别时间为4min-5min,产出二段二次扫选的精矿产品A17和二段二次扫选的尾矿产品A18,其中二段二次扫选的精矿产品A17返回至二段一次扫选进行再次选别,二段二次扫选的尾矿产品A18为最终尾矿产品。

[0038] 本发明贫难选镍铜矿原矿中镍品位为0.45%-0.65%、铜品位为0.38%-0.54%。

[0039] 本发明的贫难选镍铜矿原矿中,金属矿物的组成为:镍主要以硫化镍形式赋存于镍黄铁矿与紫硫镍铁矿中,但由于矿石次生变化强烈,使得镍的氧化程度偏高。并且,这部分镍的次生氧化物分布相对分散,约22.6%的镍以次生氧化物的形式分散于脉石矿物中。由于表面物理化学性质的不同,同时将硫化镍与氧化镍用浮选进行回收,存在极大的不合理性,因此,次生氧化镍的存在也会对镍的回收造成及其不利的影响。此外,大部分脉石矿物中都存在不同程度的类质同象镍,合计占总镍量的11.3%左右,理论上这部分镍是用选矿手段无法有效回收。矿石中的铜赋存状态相对简单,除少量辉铜矿、墨铜矿、孔雀石等铜矿物外,主要以黄铜矿形式存在。矿石中镍黄铁矿、紫硫镍矿、黄铜矿普遍粒度细小,小于0.04mm粒级中,镍黄铁矿占60.97%,紫硫镍矿占49.71%,黄铜矿占65.56%。主要回收矿物粒度细小,单体解离困难大,生产加工成本增加。但有用矿物主要为金属硫化物,若将金属硫化物视作一个回收单元,其粒度明显粗于镍黄铁矿、紫硫镍矿、黄铜矿单一矿物的粒度,这是回收矿石中镍、铜的有利因素。

[0040] 本发明的贫难选镍铜矿原矿中非金属矿物主要是蛇纹石、绿泥石、滑石、白云石等脉石矿物。滑石是一种含水的层状硅酸镁矿物，范德华力将层与层联结在一起。在磨矿过程中滑石产生两种不同表面。范德华键断裂形成底解离面，因这个解离面上没有断裂的和共价键，故这种表面呈电中性，且具有疏水性。但是，在矿物层的边缘含有断裂的和共价键，所以它含有带电组分，具亲水性。滑石质软，为层状结构，磨矿后易成非常细小的鳞片状，具有极高的分散性，与液体极易混合，呈细微质点长时间悬浮在液体中不沉淀，使滑石在浮选中易进入精矿。同时对油脂有强烈的吸附性，对浮选药剂有强烈的亲合力。因此，滑石易浮不仅使精矿质量的下降，同时会增大药剂用量，从而增加选别成本。

[0041] 本发明采用的贫难选镍铜矿原矿中镍矿物嵌布粒度细小，与细脉型磁铁矿紧密共生。从镍、铜、钴在精矿和尾矿产品各粒级中的分布(见表2-4)可清楚的看出，在相同粒级下( $<0.042\text{mm}$ )的精矿和尾矿中，镍含量为最高和最低。这说明细磨可将目的矿物充分解离，有利于浮选过程中镍的富集。因此，进一步提高磨矿细度，加深解离效果，对提高镍、铜回收率及精矿品位会有一定的帮助。

[0042] 本发明采用旋流器离心分离选矿技术，在低品位贫难选硫化铜镍矿浮选前的磨矿回路中提前选别出来一部分镍铜品位含量低、粒度细并且满足二段入浮条件的脉石及金属矿物，让其直接进入二段浮选，以此提高镍铜金属的回收率及精矿品质。本发明将利用离心重力选矿设备将磨矿产品进行预先分级的工艺应用在铜镍矿选矿流程的磨矿回路。由于粗颗粒与细颗粒之间存在粒度差，利用分级旋流器的离心沉降作用，将大部分粗颗粒经旋流器底流口排出，而大部分细颗粒由溢流管排出，粗颗粒矿物进入一段浮选作业，细颗粒矿物进入二段选别作业，通过异步同选从而达到提高浮选作业效率和综合精矿品质的目的。在预先分级过程中，大部分由铜、镍品位较低的细粒级金属硫化物与易磨易浮的脉石矿物共同构成分级后的溢流矿浆，矿浆浓度为15%~19%，粒度组成为-200目含量约为65%~70%，这部分矿浆将直接进入二段浮选进行选别；沉砂矿浆浓度为48%~52%，沉砂中所含矿物颗粒组成较粗且铜、镍品位远高于溢流矿浆，为提高一段浮选的选别效率创造有利条件。

[0043] 表2精矿尾矿粒度分级及化学多项分析(%)

元素	粒级 mm	产率	Ni	Cu	Co	TFe	S	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO
[0044] 精矿	>0.125	0.66	1.34	3.89	0.034	23.07	18.32	22.49	1.81	13.67	3.27
	0.125~ 0.076	8.07	2.57	3.47	0.066	24.96	20.59	19.53	1.40	12.67	2.99
	0.076~ 0.042	17.41	3.62	2.95	0.091	26.69	20.48	16.27	1.04	11.70	2.40
	<0.042	73.86	4.71	3.04	0.12	25.22	17.88	19.47	1.16	11.92	1.75
尾矿	>0.125	2.41	0.16	0.13	0.011	5.59	0.58	44.19	4.69	25.88	2.24
	0.125~ 0.076	22.61	0.15	0.12	0.009	6.34	0.38	41.85	4.36	26.67	3.36
	0.076~ 0.042	23.12	0.15	0.11	0.010	7.91	0.50	39.59	4.11	25.93	4.48
	<0.042	51.86	0.14	0.12	0.0094	9.24	0.43	38.17	4.36	24.71	4.76

[0045] 表3镍铜在精矿各粒级中的分布(%)

粒级 mm	产率	镍			铜		
		品位	金属量	分布率	品位	金属量	分布率
>0.125	0.66	1.34	0.000884	0.2	3.89	0.0002567	0.84
[0046] 0.125~ 0.076	8.07	2.57	0.0020739	4.79	3.47	0.0028002	9.14
0.076~ 0.042	17.41	3.62	0.0063024	14.57	2.95	0.0051359	16.76
<0.042	73.86	4.71	0.034788	80.44	3.04	0.022453	73.26
合计	100.00	4.46	0.0432527	100.00	3.04	0.0306462	100.00

[0047] 表4镍铜在尾矿各粒级中的分布(%)

粒级/mm	产率	镍			铜		
		品位	金属量	分布率	品位	金属量	分布率
>0.125	2.41	0.16	0.0000384	2.65	0.13	0.0000313	2.65
0.125~ 0.076	22.61	0.15	0.0003391	23.38	0.12	0.0002713	23.01
0.076~ 0.042	23.12	0.15	0.0003468	23.91	0.11	0.0002543	21.56
<0.042	51.86	0.14	0.0007260	50.06	0.12	0.0006223	52.78
合计	100.00	0.14	0.0014503	100.00		0.0011792	100.00

[0048] 实施例1

[0050] 步骤(1):将镍品位为0.65%、铜品位为0.54%的贫难选镍铜矿原矿通过一段一次球磨机进行磨矿解离至磨矿细度-200目的质量百分含量为65%~70%后加水搅拌得到矿浆,使用旋流器对矿浆进行分级,得到一段分级沉砂A2和浓度为67%-73%的一段磨矿溢流矿浆A1;一段分级沉砂A2返回一段一次球磨机进行再磨,形成闭路循环。

[0051] 步骤(2):将步骤(1)中得到的一段磨矿溢流矿浆A1作为一段二次磨矿的原矿通过 $\phi 2700 \times 3600 \text{mm}$ 的一段二次溢流式球磨机进行二次解离,再经过一段二次旋流器进行分级,得到一段二次溢流矿浆A3和一段二次沉砂A4。一段二次沉砂A4返回一段二次球磨机进行再磨,形成闭路循环。

[0052] 步骤(3):使步骤(2)中得到的一段二次溢流矿浆A3进入预先分级搅拌槽,搅拌均匀后经渣浆泵进入预先分级旋流器进行分级,得到一段二次分级沉砂A5和分级溢流产品A6。通过旋流器将分级溢流产品A6矿浆浓度控制在15%-19%、一段二次分级沉砂A5浓度控制在48%-52%。

[0053] 步骤(4):将步骤(3)得到的一段二次分级沉砂A5经分级沉砂箱自流至一段浮选搅拌槽搅拌7min-9min,将一段二次分级沉砂A5矿浆浓度调整为21%-25%后添加捕收剂乙基钠黄药105g/t-125g/t、起泡剂丁铵黑药19g/t-29g/t、调整剂碳酸钠260g/t-1060g/t,经过一段浮选8min后得到一段精矿产品A7和一段尾矿产品A8。

[0054] 步骤(5):将步骤(3)得到分级溢流产品A6通过二段浮选搅拌槽搅拌7min-9min得到浓度为15%-19%的浮选矿浆,向浮选矿浆中添加捕收剂乙基钠黄药95g/t-115g/t、起泡剂丁铵黑药4g/t-14g/t后浮选8min。

[0055] 步骤(6):将一段尾矿产品A8和分级溢流产品A6(即易粉碎、易浮脉石矿物),共同进入二段浮选流程,二段浮选流程为现有技术中的二次精选和二次扫选浮选工艺流程,经过二次精选和二次扫选后得到精矿镍产品、精矿铜产品、尾矿镍产品、尾矿铜产品。

[0056] 步骤(7):步骤(3)得到的分级溢流产品A6进入二段浮选搅拌槽进行调浆入浮,搅拌时间为7min-9min,得到二段浮选矿浆,二段浮选矿浆浓度为15%-19%,向二段浮选矿浆中添加捕收剂乙基钠黄药95g/t-115g/t、起泡剂丁铵黑药4g/t-14g/t,浮选时间为8min。

[0057] 步骤(8):一段尾矿产品A8、分级溢流产品A6(即易粉碎、易浮脉石矿物),经二段粗

选搅拌槽搅拌7min-9min后得到矿浆,将矿浆浓度调整为18%-22%后入浮,向矿浆中添加捕收剂乙基钠黄药45g/t-55g/t、起泡剂丁铵黑药10g/t-20g/t,产出二段粗选的精矿A9和二段粗选尾矿产品A10。

[0058] 步骤(9):步骤(8)中得到的二段粗选的精矿A9进行一次选别时间为6min的精选后,得到二段一次精选的精矿A11和二段一次的尾矿产品A12,二段一次的尾矿产品A12经管道返回至二段粗选搅拌槽,与一段二次分级沉砂A5、二段粗选尾矿产品A10混合调浆后进行再次分选。

[0059] 步骤(10):步骤(9)中得到的二段一次精选的精矿A11进入至二段二次精选,选别时间为4min,产出最终精矿产品A13和二段二次精选的尾矿产品A14;二段二次精选的尾矿产品A14依次返回至二段一次精选进行循环选别;

[0060] 步骤(11):步骤(8)中得到二段粗选尾矿产品A10进行二段一次扫选,选别时间为5min,同时添加乙基钠黄药30g/t-40g/t,产出二段一次扫选的精矿产品A15和二段一次扫选的尾矿产品A16。其中二段一次扫选的精矿产品A15依次返回至二段粗选搅拌槽,给入步骤(8)的二段粗选作业,二段一次扫选的尾矿产品A16进入至二段二次扫选;

[0061] 步骤(12):将步骤(11)得到的二段一次扫选的尾矿产品A16给入二段二次扫选,选别时间为4min,产出二段二次扫选的精矿产品A17和二段二次扫选的尾矿产品A18,其中二段二次扫选的精矿产品A17返回至二段一次扫选进行再次选别,二段二次扫选的尾矿产品A18为最终尾矿产品。

[0062] 实施例1中,选取的硫化铜镍矿贫难选镍铜矿镍品位为0.65%,铜品位0.54%,经过本发明方法选别得到一段精矿产品A7和最终精矿产品A13为最终精矿产品,其中精矿镍品位为4.90%、精矿铜品位为4.37%;最终尾矿镍品位为0.19%、尾矿铜品位为0.12%。镍、铜回收率分别为73.23%和79.34%。

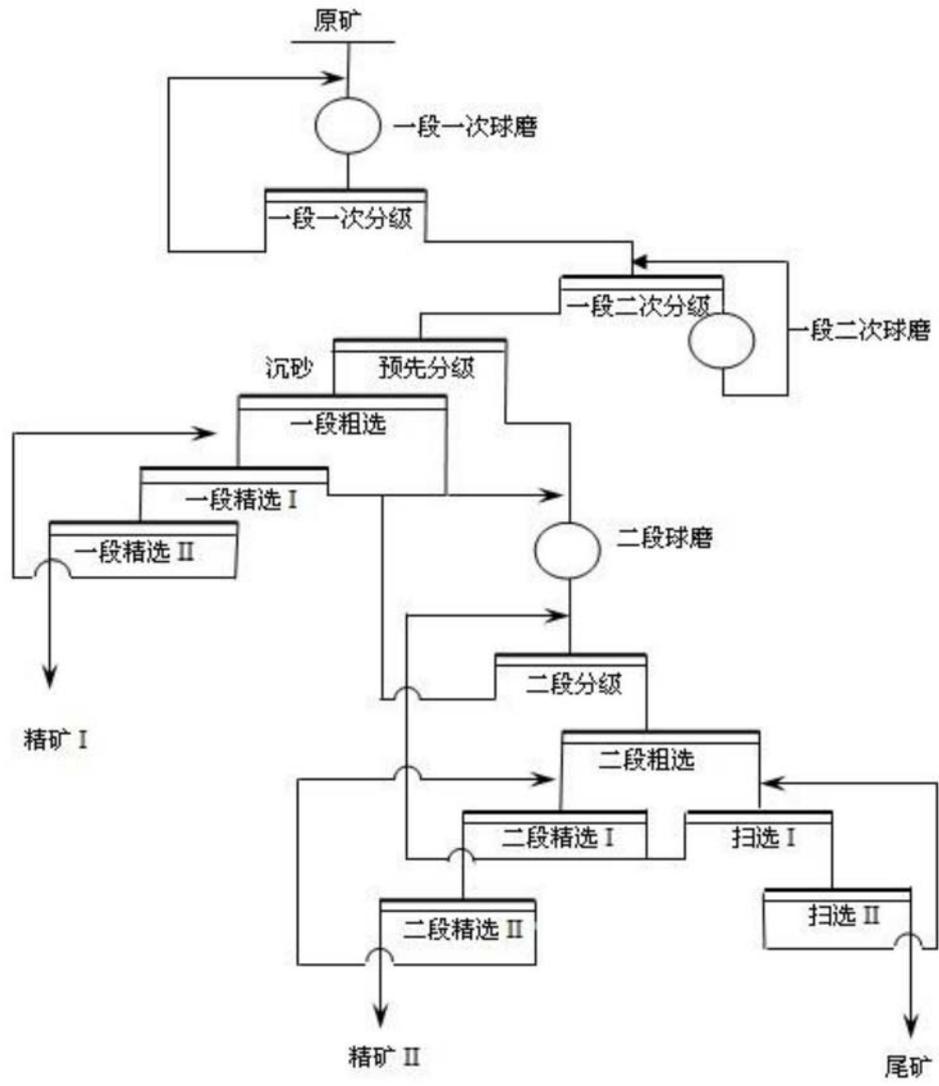


图1

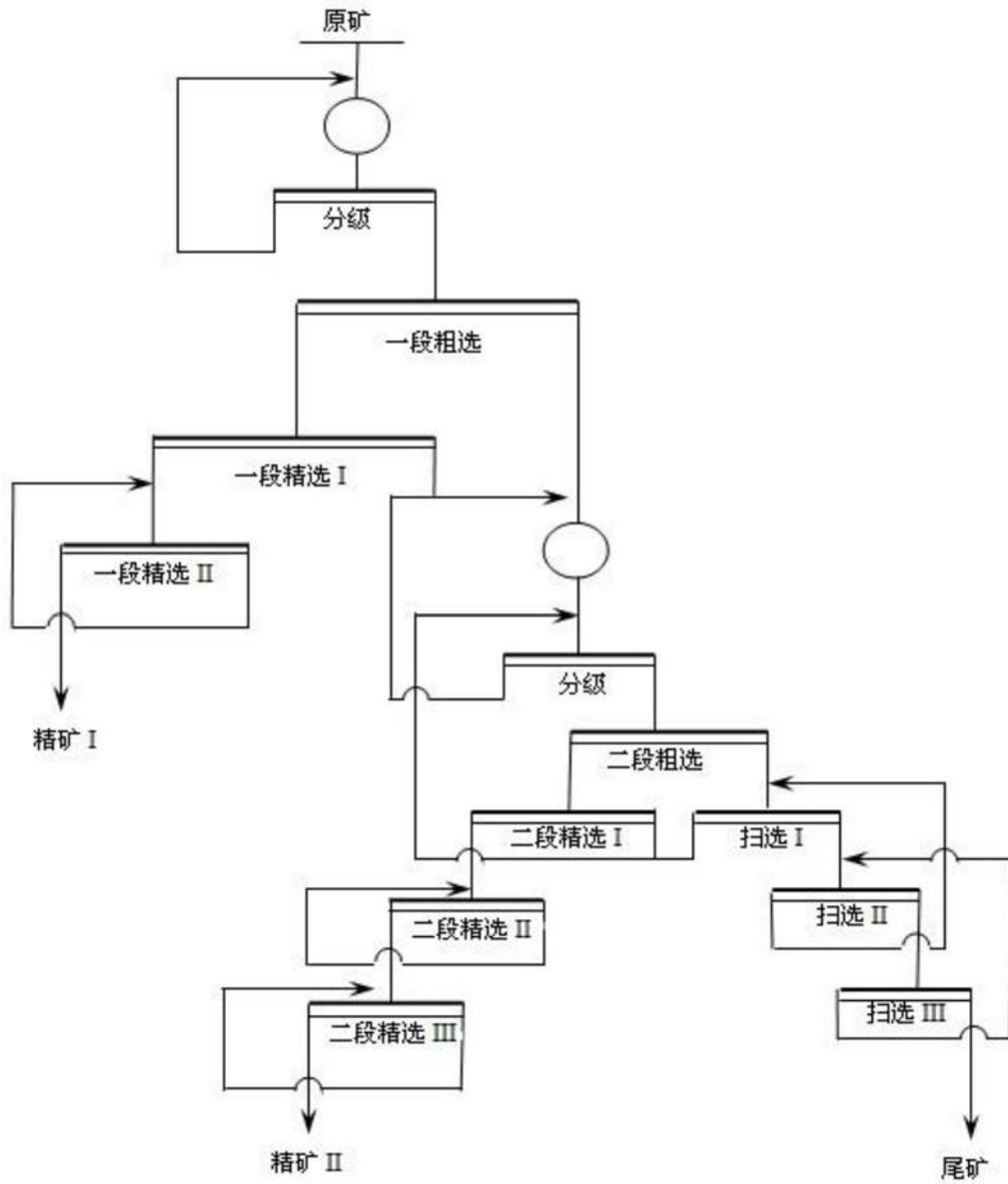


图2