(19)中华人民共和国国家知识产权局

(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 107234006 A
(43)申请公布日 2017.10.10

(21)申请号 201710386225.9

(22)申请日 2017.05.26

(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 张明 李金智 崔忠远 李正录
甄继峰 刘钊 朱砚

(74)专利代理机构 甘肃省知识产权事务中心 62100
代理人 孙惠娜

(51)Int.Cl.
B03D 1/012(2006.01)
B03D 1/002(2006.01)
B03B 1/00(2006.01)
B03B 7/00(2006.01)
B03D 101/02(2006.01)
B03D 103/02(2006.01)

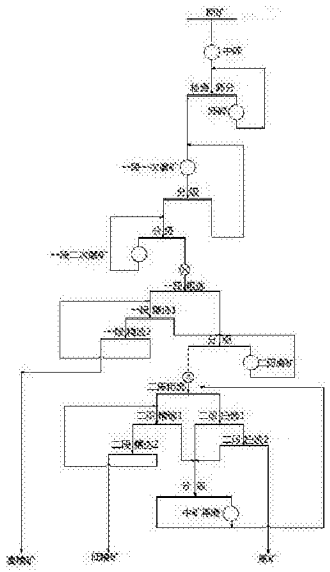
权利要求书2页 说明书8页 附图1页

(54)发明名称

一种高铜镍比矿物的浮选方法

(57)摘要

本发明公开了一种高铜镍比矿物的浮选方法，一种高铜镍比矿物的选矿方法，包括以下步骤：A原料预处理，A.2磨矿分级；A.2.1一段磨矿；A.3加药、调浆及搅拌；B.1一段粗选过程；B.2一段一次精选；B.3一段二次精选；C二段粗选过程，C.1二段磨矿；C.3二段粗选过程；C.4二段一次精选；C.5二段二次精选；C.6二段一次扫选；C.7二段二次扫选；D.1二段流程部分产品分级再磨，本发明采用的选矿工艺，强化了细磨和精选作业的效率，符合铜镍矿的“快选早收”的要求，在实施后，高铜镍比硫化铜镍矿物的铜回收率提高约1%以上，铜精矿品位提高约0.5%，铜金属产出量显著增加。更重要的是该方法为同类别共、伴矿石的选别提供了经济适用的选矿方法，具有较强的推广和应用价值。



CN 107234006 A

1.一种高铜镍比矿物的选矿方法，其特征在于包括以下步骤：

A原料预处理

A.1破碎、筛分：将高铜镍比的铜镍矿进行破碎，通过检查筛分，得到-10毫米粒级含量的细碎产品；

A.2磨矿分级

A.2.1一段磨矿：将步骤A.1得到的细碎产品进行一段磨矿，通过两段闭路磨矿级作业，得到-200目含量＞65%的矿浆A1，作为一段浮选的原料；

A.3加药、调浆及搅拌

A.3.1将步骤A.2.1中得到的一段浮选原料A1给入搅拌槽，添加硫酸铵700-900g/t，使矿浆的pH值达到8.5-9.0；加水将矿浆质量浓度调整到32-36%，添加275-307 g/t的黄药和捕收剂AT620的溶液，其中黄药和捕收剂AT620质量比8:2，添加BQ-622起泡剂80-90g/t，捕收剂Z-200为16-20g/t，添加100 g/t硫酸铵和硫酸铜的溶液，其中硫酸铵和硫酸铜的质量比4:1，然后搅拌6-8分钟，得到一段矿浆A2；

B.1一段粗选过程：将步骤A.3.1中得到的A2产品给入浮选机进行一段粗选，一段粗选过程中往矿浆内充入空气0.6-0.8 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选28-32分钟，得到一段粗选精矿产品B1和一段粗选尾矿产品B2；

B.2一段一次精选：将步骤B.1中得到的一段粗选精矿产品B1给入浮选机进行精选，加水将矿浆质量浓度调整到18-20%，往矿浆内充入空气1.2-1.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选20-22分钟，得到一段一次精选精矿产品B3和一段一次精选尾矿产品B4；

B.3一段二次精选：将步骤B.2中得到的一段一次精矿产品B3给入浮选机进行一段二次精选，加水将矿浆质量浓度调整到15-20%，往矿浆内充入空气1.3-1.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选10-15分钟，得到的一段二次精矿产品B5和一段二次尾矿产品B6；一段二次精选精矿产品B5作为高品位精矿经浓缩后送闪速炉熔炉系统，将所述一段二次精选的尾矿产品B6返回到步骤B.2一段一次精选中的浮选机内再进行浮选；

C二段粗选过程

C.1二段磨矿：将步骤B.1中得到的一段粗选尾矿产品B2和步骤B.3.1得到的一段一次精选尾矿产品B6通过二段闭路磨矿分级作业，得到-200目含量达到≥80% 的矿浆C1，作为二段浮选的原料；

C.2将步骤C.1中得到的二段浮选原料C1给入搅拌槽，添加硫酸铵90-100g/t，使矿浆的pH值达到8.5-9.0；加水将矿浆质量浓度调整到26-28%，添加50-75g/t的黄药和捕收剂AT620的溶液，其中黄药和捕收剂AT620质量比8:2，添加BQ-622起泡剂20-30g/t，捕收剂Z-200为4-5g/t，添加100 g/t硫酸铵和硫酸铜的溶液，其中硫酸铵和硫酸铜的质量比4:1，然后搅拌6-8分钟，得到二段矿浆C2；

C.3二段粗选过程：将步骤C.2得到的二段矿浆C2进行二段粗选，往矿浆内充入空气0.4-0.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选18-20分钟，得到二段粗选精矿产品C3和二段粗选尾矿产品C4；

C.4二段一次精选：将步骤C.3中得到的二段粗选精矿产品C3给入浮选机进行二段一次精选，加水将矿浆质量浓度调整到18-20%，往矿浆内充入空气1.2-1.4 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选25-30分钟，得到二段一次精选精矿产品C5和二段一次精选尾矿产品C6；

C.5二段二次精选：将步骤C.4中得到的二段一次精选精矿产品C5给入浮选机进行二段

二次精选，加水将矿浆质量浓度调整到12-15%，往矿浆内充入空气1.3-1.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选10-15分钟，得到二段二次精选精矿产品C7和二段二次精选尾矿产品C8，将所述二段二次精选精矿产品C7作为低品位精矿送富氧顶吹熔炼系统；将所述二段二次精选尾矿产品C8返回到二段一次精选浮选机循环在进行进行选别；

C.6二段一次扫选：将步骤C3中得到的二段粗选尾矿产品C4进行二段一次扫选，加水将矿浆质量浓度调整到20-25%，往矿浆内充入空气0.8-1.0 $m^3/(m^2 \cdot min)$，加入黄药12-18g/t，浮选8-10分钟，得到二段一次扫选精矿产品C9和二段一次尾矿产品C10；

C.7二段二次扫选：将步骤C.6中得到的二段一次尾矿产品C10进行二段二次扫选，加水将矿浆质量浓度调整到18-20%，往矿浆内充入空气0.7-0.9 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选10-12分钟，得到二段二次扫选精矿产品C11和二段二次扫选尾矿产品C12，将所述二段二次扫选尾矿产品C12排入尾矿作为最终尾矿经浓缩后送尾矿库堆存；

D.1二段流程部分产品分级再磨

D.1.1将步骤C.4得到的二段一次精选尾矿产品C5，步骤C.6得到的二段一次扫选精矿产品C9和步骤C.7得到的二段二次扫选精矿产品C11进入分级效率高的多锥型水力旋流器进行分级得到分级产品溢流产品D1和分级沉砂产品D2；

D.1.2将步骤D.1.1得到的分级沉砂产品D2进入球磨机再磨，球磨机的充填率达到33%-35%，球磨机的磨矿介质为铸铁段，得到排矿产品D3；

D.1.3将步骤D.1.1得到分级溢流产品D1和所述步骤D.1.2得到的排矿产品D3以及所述二段浮选部分矿浆混合，得到的为-200目含量≥87%以上的二段浮选原料C1。

2.根据权利要求1所述的一种高铜镍比矿物的浮选方法，其特征在于：所述铸铁段的型号为质量比D*L=30*35和D*L=35*40两种按照1:1进行添加。

一种高铜镍比矿物的浮选方法

技术领域

[0001] 本发明属于选矿技术领域，涉及一种高铜镍比矿物的浮选方法。

背景技术

[0002] 近年来随着矿山铜镍矿石的深度开采，铜、镍含量的比例有所变化，含铜量增加，铜镍比由原来的0.7提升为0.8左右的矿称为高铜镍比矿物。镍主要以镍黄铁矿形式存在，铜主要以黄铜矿，其次以墨铜矿、方黄铜矿等矿物形式存在。除镍铜硫化物外，矿石中还分布有较多的铁硫化矿物，如磁黄铁矿和微量黄铁矿。

[0003] 从工艺矿物学方面分析，由于矿石中黄铜矿、方黄铜矿的嵌布粒度比镍黄铁矿要细得多，在显微镜下观察一部分黄铜矿在脉石矿物中呈星点状、浸染状分布。粒度分析显示，有部分黄铜矿粒度较细，在金川常规磨矿和工艺过程中，这部分黄铜矿较难单体解离而得不到有效回收；墨铜矿破碎后的解离面为氢氧化物层，因而具有很强的亲水性。因此，在常规浮选中其可浮性很差，回收率不到30%，也是浮选过程中铜的回收率不高的原因之一。再加上铜镍矿以选镍为主，铜矿物与镍矿矿的可浮性相近，铜矿物是在选镍矿物的过程中附带回收，因此产出的铜镍混合精矿中铜的精矿品位和回收率一直偏低。

发明内容

[0004] 本发明的目的是提供一种高铜镍比矿物的浮选方法，针对已有的铜镍矿混合浮选方法的基础上，对于镍矿物伴生、共生的铜矿物，提供一种选别工艺方法，使精矿铜品位大于6.5%，铜回收率达到80%以上，同时保证镍矿物的回收率不低于历史水平。

[0005] 为满足上述目的，本发明采用的技术方案为：

一种高铜镍比矿物的选矿方法，包括以下步骤：

A原料预处理

A.1破碎、筛分：将高铜镍比的铜镍矿进行破碎，通过检查筛分，得到-10毫米粒级含量的细碎产品；

A.2磨矿分级

A.2.1一段磨矿：将步骤A.1得到的细碎产品进行一段磨矿，通过两段闭路磨矿级作业，得到-200目含量＞65%的矿浆A1，作为一段浮选的原料；

A.3加药、调浆及搅拌

A.3.1将步骤A.2.1中得到的一段浮选原料A1给入搅拌槽，添加硫酸铵700-900g/t，使矿浆的pH值达到8.5-9.0；加水将矿浆质量浓度调整到32-36%，添加275-307 g/t的黄药和捕收剂AT620的溶液，其中黄药和捕收剂AT620质量比8:2，添加BQ-622起泡剂80-90g/t，捕收剂Z-200为16-20g/t，添加100 g/t硫酸铵和硫酸铜的溶液，其中硫酸铵和硫酸铜的质量比4:1，然后搅拌6-8分钟，得到一段矿浆A2；

B.1一段粗选过程：将步骤A.3.1中得到的A2产品给入浮选机进行一段粗选，一段粗选过程中往矿浆内充入空气0.6-0.8 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选28-32分钟，得到一段粗选精矿产品

B1和一段粗选尾矿产品B2；

B.2一段一次精选：将步骤B.1中得到的一段粗选精矿产品B1给入浮选机进行精选，加水将矿浆质量浓度调整到18-20%，往矿浆内充入空气1.2-1.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选20-22分钟，得到一段一次精选精矿产品B3和一段一次精选尾矿产品B4；

B.3一段二次精选：将步骤B.2中得到的一段一次精矿产品B3给入浮选机进行一段二次精选，加水将矿浆质量浓度调整到15-20%，往矿浆内充入空气1.3-1.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选10-15分钟，得到的一段二次精矿产品B5和一段二次尾矿产品B6；一段二次精选精矿产品B5作为高品位精矿经浓缩后送闪速炉熔炉系统，将所述一段二次精选的尾矿产品B6返回到步骤B.2一段一次精选中的浮选机内再进行浮选；

C二段粗选过程

C.1二段磨矿：将步骤B.1中得到的一段粗选尾矿产品B2和步骤B.3.1得到的一段一次精选尾矿产品B6通过二段闭路磨矿分级作业，得到-200目含量达到≥80% 的矿浆C1，作为二段浮选的原料；

C.2将步骤C.1中得到的二段浮选原料C1给入搅拌槽，添加硫酸铵90-100g/t，使矿浆的pH值达到8.5-9.0；加水将矿浆质量浓度调整到26-28%，添加50-75g/t的黄药和捕收剂AT620的溶液，其中黄药和捕收剂AT620质量比8:2，添加BQ-622起泡剂20-30g/t，捕收剂Z-200为4-5g/t，添加100 g/t硫酸铵和硫酸铜的溶液，其中硫酸铵和硫酸铜的质量比4:1，然后搅拌6-8分钟，得到二段矿浆C2；

C.3二段粗选过程：将步骤C.2得到的二段矿浆C2进行二段粗选，往矿浆内充入空气0.4-0.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选18-20分钟，得到二段粗选精矿产品C3和二段粗选尾矿产品C4；

C.4二段一次精选：将步骤C.3中得到的二段粗选精矿产品C3给入浮选机进行二段一次精选，加水将矿浆质量浓度调整到18-20%，往矿浆内充入空气1.2-1.4 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选25-30分钟，得到二段一次精选精矿产品C5和二段一次精选尾矿产品C6；

C.5二段二次精选：将步骤C.4中得到的二段一次精选精矿产品C5给入浮选机进行二段二次精选，加水将矿浆质量浓度调整到12-15%，往矿浆内充入空气1.3-1.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选10-15分钟，得到二段二次精选精矿产品C7和二段二次精选尾矿产品C8，将所述二段二次精选精矿产品C7作为低品位精矿送富氧顶吹熔炼系统；将所述二段二次精选尾矿产品C8返回到二段一次精选浮选机循环在进行进行选别；

C.6二段一次扫选：将步骤C3中得到的二段粗选尾矿产品C4进行二段一次扫选，加水将矿浆质量浓度调整到20-25%，往矿浆内充入空气0.8-1.0 $m^3/(m^2 \cdot min)$，加入黄药12-18g/t，浮选8-10分钟，得到二段一次扫选精矿产品C9和二段一次尾矿产品C10；

C.7二段二次扫选：将步骤C.6中得到的二段一次尾矿产品C10进行二段二次扫选，加水将矿浆质量浓度调整到18-20%，往矿浆内充入空气0.7-0.9 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选10-12分钟，得到二段二次扫选精矿产品C11和二段二次扫选尾矿产品C12，将所述二段二次扫选尾矿产品C12排入尾矿作为最终尾矿经浓缩后送尾矿库堆存；

D.1二段流程部分产品分级再磨

D.1.1将步骤C.4得到的二段一次精选尾矿产品C5，步骤C.6得到的二段一次扫选精矿产品C9和步骤C.7得到的二段二次扫选精矿产品C11进入分级效率高的多锥型水力旋流器进行分级得到分级产品溢流产品D1和分级沉砂产品D2；

D.1.2将步骤D.1.1得到的分级沉砂产品D2进入球磨机再磨，球磨机的充填率达到33%-35%，球磨机的磨矿介质为铸铁段，得到排矿产品D3；

D.1.3将步骤D.1.1得到分级溢流产品D1和所述步骤D.1.2得到的排矿产品D3以及所述二段浮选部分矿浆混合，得到的为-200目含量≥87%以上的二段浮选原料C1。

[0006] 优选的，所述铸铁段的型号为质量比D*L=30*35和D*L=35*40两种按照1:1进行添加。

[0007] 本发明的有益效果为：

1、本发明采用的选矿工艺，强化了细磨和精选作业的效率，符合铜镍矿的“快选早收”的要求；

2、增加了选铜矿物效果较好的捕收剂Z-200，本发明中所选用的捕收剂Z-200简称(异丙)乙硫氨酯，其是由山东栖霞通达药剂厂生产的，其充分发挥了捕收剂Z-200对黄铜矿具有良好的选择性吸附的作用机理，使嵌布粒度较细的铜矿物能够解离出来有利于浮选药剂在矿物颗粒的吸附；

3、改进药剂工艺，本发明中所使用的的捕收剂AT620是由山东栖霞通达药剂厂生产的，其与黄药以8:2的配比添加，充分发挥了药剂的协同作用；

4、使用硫酸铵和硫酸铜配比形成络合物使用，使得铜离子活化作用时间变长，充分提高捕收剂与活化剂的有效利用率。

[0008] 5、本发明在实施后，高铜镍比硫化铜镍矿物的铜回收率提高约1%以上，铜精矿品位提高约0.5%，铜金属产出量显著增加。更重要的是该方法为同类别共、伴矿石的选别提供了经济适用的选矿方法，具有较强的推广和应用价值。

[0009] 本发明提供的选矿方法，其选别技术创新点主要有：

1、对二段一次扫选精矿产品、二次扫选精矿产品以及二段一次精选尾矿产品进行开路细磨工艺处理后返回二段粗选循环浮选。

[0010] 2、对二段一次扫选精矿产品、二次扫选精矿产品以及二段一次精选尾矿产品进行细磨工艺改进，球磨机的充填率达到33%-35%，球磨机的磨矿介质选择磨矿效果较好的铸铁段，铸铁段的型号为D*L=30*35，和D*L=35*40两种按照1:1进行添加，使二段粗选物料细度由原来的-200目占80%提高到87%以上，使嵌布粒度较细的铜矿物能够解离出来，黄铜矿的单体解离度由45.78%提高到52.28%，提高了6.5%，墨铜矿的单体解离由46.13%提高到49.93，提高了3.8%，铜矿物的解离有利于铜矿物品位提高和进一步回收。

[0011] 3、增加了选铜矿物效果较好的捕收剂Z-200，充分发挥了捕收剂Z-200对黄铜矿具有良好的选择性吸附的作用机理。

[0012] 4、由于矿物表面的不均匀性及各种药剂之间的交互作用等特性。为了充分发挥了药剂的协同作用，在药剂制度上添加捕收能力强的黄药，还添加了选择性强的捕收剂AT-620，并且按照黄药和捕收剂AT-620进行质量比4:1的配比使用，打破原来药剂制度中使用单一的捕收剂黄药的常规。

[0013] 5、对所使用的硫酸铜添加方式进行改机，使硫酸铵和硫酸铜按照质量比4:1配比形成络合物使用，由于铜离子与四氨合铜络离子之间的平衡，使得铜离子活化作用时间变长，减少捕收剂与铜离子之间的作用，提高捕收剂与活化剂的有效利用率，强化捕收剂在有用矿物上的吸附作用。

附图说明

[0014] 图1为本发明的工艺流程图。

[0015] 具体实施步骤：

实例1：以原矿含铜1.32%，含镍为1.48%，铜镍比为0.89为例，经过一下选矿方法：

A原料预处理

A.1破碎、筛分：将高铜镍比的铜镍矿进行破碎，通过检查筛分，得到-10毫米粒级含量的细碎产品；

A.2磨矿分级

A.2.1一段磨矿：将步骤A.1得到的细碎产品进行一段磨矿，通过两段闭路磨矿级作业，得到-200目含量＞65%的矿浆A1，作为一段浮选的原料；

A.3加药、调浆及搅拌

A.3.1将步骤A.2.1得到的一段浮选原料A1给入搅拌槽，添加硫酸铵800g/t，使矿浆的PH值达到8.5；加水将矿浆的浓度调整到34%，添加黄药和捕收剂AT620以质量比8:2配比的溶液，其中含丁基黄药248g/t，含AT620为60 g/t ，再添加BQ-622起泡剂80g/t，捕收剂Z-200为16g/t；添加硫酸铵和硫酸铜以质量比4:1配比的溶液，其中含硫酸铜20 g/t，然后搅拌6分钟，得到一段矿浆A2；

B.1一段粗选过程：将步骤A.3.1得到的A2产品给入浮选机进行一段粗选，往矿浆内充入空气0.6 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选28分钟，得到一段粗选精矿产品B1和一段粗选尾矿产品B2；

B.2一段一次精选：将步骤B.1得到的一段粗选精矿产品B1给入浮选机进行精选，加水将矿浆质量浓度调整到18%，往矿浆内充入空气1.2 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选20分钟，得到一段一次精选精矿产品B3和一段一次精选尾矿产品B4；

B.3一段二次精选：将步骤B.2得到的一段一次精矿产品B3给入浮选机进行一段二次精选，加水将矿浆质量浓度调整到15%，往矿浆内充入空气1.3 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选10分钟，得到的一段二次精矿产品B5和一段二次尾矿产品B6；一段二次精选精矿产品B5作为高品位精矿经浓缩后送闪速炉熔炉系统，将所述一段二次精选的尾矿产品B6返回到一段一次精选浮选机内再进行浮选；

C二段粗选过程

C.1二段磨矿：将步骤B.1得到的一段粗选尾矿产品B2和步骤B.2得到的一段一次精选尾矿产品B4通过二段闭路磨矿分级作业，得到-200目含量达到≥80% 的矿浆C1，作为二段浮选的原料；

C.2将步骤C.1得到的二段浮选原料C1给入搅拌槽，添加硫酸铵100g/t，使矿浆的PH值达到8.5；加水将矿浆的浓度调整到26%，添加黄药和AT620以质量比8:2配比的溶液，其中含黄药40g/t，捕收剂AT620为10g/t ，添加BQ-622起泡剂20g/t，捕收剂Z-200为4g/t；添加硫酸铵和硫酸铜以质量比4:1配比的溶液，其中含硫酸铜10 g/t，然后搅拌6分钟，得到二段矿浆C2；

C.3二段粗选过程：将步骤C.2得到的二段磨矿产品C2进行二段粗选，往矿浆内充入空气0.4 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选18分钟，得到二段粗选精矿产品C3和二段粗选尾矿产品C4；

C.4二段一次精选：将步骤C.3得到的二段粗选精矿产品C3给入浮选机进行二段一次精

选，加水将矿浆质量浓度调整到18%，往矿浆内充入空气1.2 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选25分钟，得到二段一次精选精矿产品C5和二段一次精选尾矿产品C6；

C.5二段二次精选：将步骤C.4得到的二段一次精选精矿产品C5给入浮选机进行二段二次精选，加水将矿浆质量浓度调整到12%，往矿浆内充入空气1.3$m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选10分钟，得到二段二次精选精矿产品C7和二段二次精选尾矿产品C8；将所述二段二次精选尾矿产品C8返回到二段一次精选浮选机再进行选别，将所述二段二次精选精矿产品C7作为低品位精矿送富氧顶吹熔炼系统；

C.6二段一次扫选：将步骤C3得到的二段粗选尾矿产品C4进行二段一次扫选，加水将矿浆质量浓度调整到20%，往矿浆内充入空气0.8 $m^3/(m^2 \cdot min)$，加入黄药10g/t，浮选8分钟，得到二段一次扫选精矿产品C9和二段一次尾矿产品C10；

C.7二段二次扫选：将步骤C.6得到的二段一次尾矿产品C10进行二段二次扫选，加水将矿浆质量浓度调整到18%，往矿浆内充入空气0.7 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选10分钟，得到二段二次扫选精矿产品C11和二段二次扫选尾矿产品C12，将所述二段二次扫选尾矿产品C12排入尾矿作为最终尾矿经浓缩后送尾矿库堆存。

[0016] D.1二段流程部分产品分级再磨

D.1.1将步骤C.4得到的二段一次精选尾矿产品C5，步骤C.6得到的二段一次扫选精矿产品C9和步骤C.7得到的二段二次扫选精矿产品C11进入分级效率高的多锥型水力旋流器进行分级得到分级产品溢流产品D1和分级沉砂产品D2；

D.1.2将步骤D.1.1得到的分级沉砂产品D2进入球磨机再磨，球磨机的充填率达到33%，球磨机的磨矿介质选择磨矿效果较好的铸铁段，得到排矿产品D3；。

[0017] D.1.3将步骤D.1.1得到分级溢流产品D1和所述步骤D.1.2得到的排矿产品D3以及所述二段浮选部分矿浆混合，得到的为-200目含量≥87%以上的二段浮选原料C1。

[0018] 通过该发明专利工艺步骤进行处理后，得到的精矿铜品位为6.91%，铜回收率可达到81.12%，和本发明实施前相对比，铜回收率，提高了2.293个百分点，铜精矿品位0.52%。

[0019] 实例2：以原矿含铜1.136%，含镍为1.316%，铜镍比为0.86，经过以下选矿方法：

A原料预处理

A.1破碎、筛分：将高铜镍比的铜镍矿进行破碎，通过检查筛分，得到-10毫米粒级含量的细碎产品；

A.2磨矿分级

A.2.1一段磨矿：将步骤A.1得到的细碎产品进行一段磨矿，通过两段闭路磨矿级作业，得到-200目含量＞65%的矿浆A1，作为一段浮选的原料；

A.3加药、调浆及搅拌

A.3.1将步骤A.2.1得到的一段浮选原料A1给入搅拌槽，添加硫酸铵1000g/t，使矿浆的PH值达到9.0；加水将矿浆的浓度调整到38%，添加黄药和捕收剂AT620以质量比8:2配比的溶液，其中含丁基黄药256g/t，含AT620为64 g/t ，再添加BQ-622起泡剂90g/t，捕收剂Z-200为20g/t；添加硫酸铵和硫酸铜以质量比4:1配比的溶液，其中含硫酸铜20 g/t，然后搅拌8分钟，得到一段矿浆A2；

B.1一段粗选过程：将步骤A.3.1得到的A2产品给入浮选机进行一段粗选，往矿浆内充入空气0.8 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选32分钟，得到一段粗选精矿产品B1和一段粗选尾矿产品B2；

B.2一段一次精选：将步骤B.1得到的一段粗选精矿产品B1给入浮选机进行精选，加水将矿浆质量浓度调整到20%，往矿浆内充入空气1.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选22分钟，得到一段一次精选精矿产品B3和一段一次精选尾矿产品B4；

B.3一段二次精选：将步骤B.2得到的一段一次精矿产品B3给入浮选机进行一段二次精选，加水将矿浆质量浓度调整到20%，往矿浆内充入空气1.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选15分钟，得到的一段二次精矿产品B5和一段二次尾矿产品B6；一段二次精选精矿产品B5作为高品位精矿经浓缩后送闪速炉熔炉系统，将所述一段二次精选的尾矿产品B6返回到一段一次精选浮选机内再进行浮选；

C二段粗选过程

C.1二段磨矿：将步骤B.1得到的一段粗选尾矿产品B2和步骤B.2得到的一段一次精选尾矿产品B4通过二段闭路磨矿分级作业，得到-200目含量达到≥80% 的矿浆C1，作为二段浮选的原料；

C.2将步骤C.1得到的二段浮选原料C1给入搅拌槽，添加硫酸铵120g/t，使矿浆的PH值达到9.0；加水将矿浆的浓度调整到28%，添加黄药和AT620以质量比8:2配比的溶液，其中含黄药60g/t，捕收剂AT620为15 g/t ，添加BQ-622起泡剂30g/t，捕收剂Z-200为5g/t；添加硫酸铵和硫酸铜以质量比4:1配比的溶液，其中含硫酸铜10 g/t，然后搅拌8分钟，得到二段矿浆C2；

C.3二段粗选过程：将步骤C.2得到的二段磨矿产品C2进行二段粗选，往矿浆内充入空气0.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选20分钟，得到二段粗选精矿产品C3和二段粗选尾矿产品C4；

C.4二段一次精选：将步骤C.3得到的二段粗选精矿产品C3给入浮选机进行二段一次精选，加水将矿浆质量浓度调整到20%，往矿浆内充入空气1.4 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选30分钟，得到二段一次精选精矿产品C5和二段一次精选尾矿产品C6；

C.5二段二次精选：将步骤C.4得到的二段一次精选精矿产品C5给入浮选机进行二段二次精选，加水将矿浆质量浓度调整到15%，往矿浆内充入空气1.5 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选15分钟，得到二段二次精选精矿产品C7和二段二次精选尾矿产品C8；将所述二段二次精选尾矿产品C8返回到二段一次精选浮选机再进行选别，将所述二段二次精选精矿产品C7作为低品位精矿送富氧顶吹熔炼系统；

C.6二段一次扫选：将步骤C3得到的二段粗选尾矿产品C4进行二段一次扫选，加水将矿浆质量浓度调整到25%，往矿浆内充入空气1.0 $m^3/(m^2 \cdot min)$，加入黄药20g/t，浮选10分钟，得到二段一次扫选精矿产品C9和二段一次尾矿产品C10；

C.7二段二次扫选：将步骤C.6得到的二段一次尾矿产品C10进行二段二次扫选，加水将矿浆质量浓度调整到20%，往矿浆内充入空气0.9 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选12分钟，得到二段二次扫选精矿产品C11和二段二次扫选尾矿产品C12，将所述二段二次扫选尾矿产品C12排入尾矿作为最终尾矿经浓缩后送尾矿库堆存。

[0020] D.1二段流程部分产品分级再磨

D.1.1将步骤C.4得到的二段一次精选尾矿产品C5，步骤C.6得到的二段一次扫选精矿产品C9和步骤C.7得到的二段二次扫选精矿产品C11进入分级效率高的多锥型水力旋流器进行分级得到分级产品溢流产品D1和分级沉砂产品D2；

D.1.2将步骤D.1.1得到的分级沉砂产品D2进入球磨机再磨，球磨机的充填率达到35%，

球磨机的磨矿介质选择磨矿效果较好的铸铁段，得到排矿产品D3；。

[0021] D.1.3将步骤D.1.1得到分级溢流产品D1和所述步骤D.1.2得到的排矿产品D3以及所述二段浮选部分矿浆混合，得到的为-200目含量≥87%以上的二段浮选原料C1。

[0022] 通过该发明专利工艺步骤进行处理后，得到的精矿铜品位为6.46%，铜回收率可达到79.26%，和本发明实施前相对比，铜回收率，提高了3.72个百分点，铜精矿品位提高了0.45%。

[0023] 实例3：以原矿含铜1.02%，含镍为1.29%，铜镍比为0.79，经过以下选矿方法：

A原料预处理

A.1破碎、筛分：将高铜镍比的铜镍矿进行破碎，通过检查筛分，得到-10毫米粒级含量的细碎产品；

A.2磨矿分级

A.2.1一段磨矿：将步骤A.1得到的细碎产品进行一段磨矿，通过两段闭路磨矿级作业，得到-200目含量＞65%的矿浆A1，作为一段浮选的原料；

A.3加药、调浆及搅拌

A.3.1将步骤A.2.1得到的一段浮选原料A1给入搅拌槽，添加硫酸铵900g/t，使矿浆的PH值达到8.7；加水将矿浆的浓度调整到35%，添加黄药和捕收剂AT620以质量比8:2配比的溶液，其中含丁基黄药250g/t，含AT620为62.5 g/t ，再添加BQ-622起泡剂85g/t，捕收剂Z-200为18g/t；添加硫酸铵和硫酸铜以质量比4:1配比的溶液，其中含硫酸铜20 g/t，然后搅拌7分钟，得到一段矿浆A2；

B.1一段粗选过程：将步骤A.3.1得到的A2产品给入浮选机进行一段粗选，往矿浆内充入空气0.7 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选30分钟，得到一段粗选精矿产品B1和一段粗选尾矿产品B2；

B.2一段一次精选：将步骤B.1得到的一段粗选精矿产品B1给入浮选机进行精选，加水将矿浆质量浓度调整到19%，往矿浆内充入空气1.3$m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选21分钟，得到一段一次精选精矿产品B3和一段一次精选尾矿产品B4；

B.3一段二次精选：将步骤B.2得到的一段一次精矿产品B3给入浮选机进行一段二次精选，加水将矿浆质量浓度调整到18%，往矿浆内充入空气1.4$m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选13分钟，得到的一段二次精矿产品B5和一段二次尾矿产品B6；一段二次精选精矿产品B5作为高品位精矿经浓缩后送闪速炉熔炉系统，将所述一段二次精选的尾矿产品B6返回到一段一次精选浮选机内再进行浮选；

C二段粗选过程

C.1二段磨矿：将步骤B.1得到的一段粗选尾矿产品B2和步骤B.2得到的一段一次精选尾矿产品B4通过二段闭路磨矿分级作业，得到-200目含量达到≥80% 的矿浆C1，作为二段浮选的原料；

C.2将步骤C.1得到的二段浮选原料C1给入搅拌槽，添加硫酸铵110g/t，使矿浆的PH值达到8.7；加水将矿浆的浓度调整到27%，添加黄药和AT620以质量比8:2配比的溶液，其中含黄药50g/t，捕收剂AT620为12.5 g/t ，添加BQ-622起泡剂25g/t，捕收剂Z-200为4.5g/t；添加硫酸铵和硫酸铜以质量比4:1配比的溶液，其中含硫酸铜10 g/t，然后搅拌7分钟，得到二段矿浆C2；

C.3二段粗选过程：将步骤C.2得到的二段磨矿产品C2进行二段粗选，往矿浆内充入空

气0.45$m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选19分钟，得到二段粗选精矿产品C3和二段粗选尾矿产品C4；

C.4二段一次精选：将步骤C.3得到的二段粗选精矿产品C3给入浮选机进行二段一次精选，加水将矿浆质量浓度调整到19%，往矿浆内充入空气1.3 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选28分钟，得到二段一次精选精矿产品C5和二段一次精选尾矿产品C6；

C.5二段二次精选：将步骤C.4得到的二段一次精选精矿产品C5给入浮选机进行二段二次精选，加水将矿浆质量浓度调整到14%，往矿浆内充入空气1.4$m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选13分钟，得到二段二次精选精矿产品C7和二段二次精选尾矿产品C8；将所述二段二次精选尾矿产品C8返回到二段一次精选浮选机再进行选别，将所述二段二次精选精矿产品C7作为低品位精矿送富氧顶吹熔炼系统；

C.6二段一次扫选：将步骤C3得到的二段粗选尾矿产品C4进行二段一次扫选，加水将矿浆质量浓度调整到23%，往矿浆内充入空气0.9 $m^3/(m^2 \cdot min)$，加入黄药15g/t，浮选9分钟，得到二段一次扫选精矿产品C9和二段一次尾矿产品C10；

C.7二段二次扫选：将步骤C.6得到的二段一次尾矿产品C10进行二段二次扫选，加水将矿浆质量浓度调整到19%，往矿浆内充入空气0.8 $m^3/(m^2 \cdot min)$，浮选11分钟，得到二段二次扫选精矿产品C11和二段二次扫选尾矿产品C12，将所述二段二次扫选尾矿产品C12排入尾矿作为最终尾矿经浓缩后送尾矿库堆存。

[0024] D.1二段流程部分产品分级再磨

D.1.1将步骤C.4得到的二段一次精选尾矿产品C5，步骤C.6得到的二段一次扫选精矿产品C9和步骤C.7得到的二段二次扫选精矿产品C11进入分级效率高的多锥型水力旋流器进行分级得到分级产品溢流产品D1和分级沉砂产品D2；

D.1.2将步骤D.1.1得到的分级沉砂产品D2进入球磨机再磨，球磨机的充填率达到34%，球磨机的磨矿介质选择磨矿效果较好的铸铁段，得到排矿产品D3；。

[0025] D.1.3将步骤D.1.1得到分级溢流产品D1和所述步骤D.1.2得到的排矿产品D3以及所述二段浮选部分矿浆混合，得到的为-200目含量≥87%以上的二段浮选原料C1。

[0026] 通过该发明专利工艺步骤进行处理后，得到的精矿铜品位为6.55%，铜回收率可达到77.59%，和本发明实施前相对比，铜回收率提高了1.33个百分点，铜精矿品位提高了0.34%。

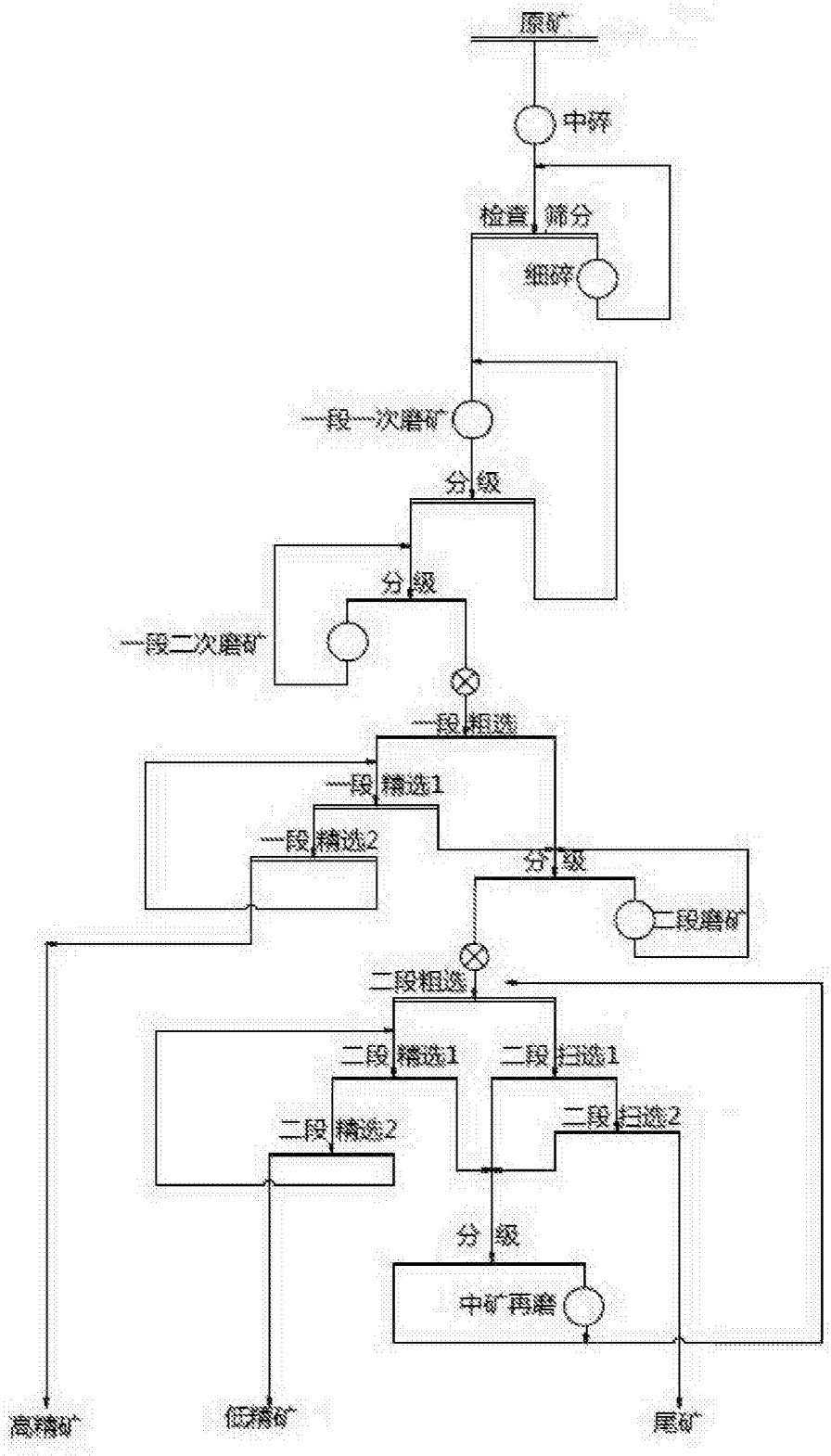

原矿
中碎
检查
筛分
细碎
一段一次磨矿
分级
分级
一段二次磨矿
一段粗选
一段精选1
一段精选2
分级
二段磨矿
二段粗选
二段精选1
二段扫选1
二段精选2
二段扫选2
分级
中矿再磨
高精矿
低精矿
尾矿

图1