



(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 109939818 A

(43)申请公布日 2019.06.28

(21)申请号 201910247137.X

(22)申请日 2019.03.29

(71)申请人 阿勒泰正元国际矿业有限公司
地址 836700 新疆维吾尔自治区阿勒泰地区
哈巴河县托库孜巴依金矿

(72)发明人 包中林 陈少飞

(74)专利代理机构 北京鼎佳达知识产权代理事
务所(普通合伙) 11348
代理人 王伟锋 张小勇

(51) Int. Cl.
B03B 9/00(2006.01)
B04C 9/00(2006.01)

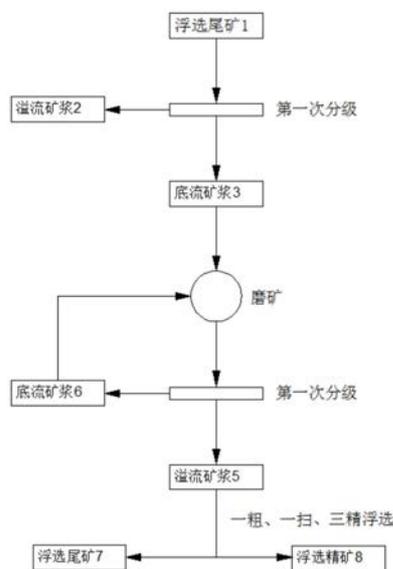
权利要求书1页 说明书8页 附图2页

(54)发明名称

一种尾矿再磨的选矿方法及装置

(57)摘要

本发明公开了一种尾矿再磨的选矿方法及装置,涉及选矿方法的技术领域,包括以下步骤:将浮选尾矿1通入一级分级器进行分级得到溢流矿浆2和底流矿浆3,对溢流矿浆2进行脱水得到矿渣;向磨矿装置通入底流矿浆3,得到矿浆4;将矿浆4通入二级分级器进行分级,底流矿浆6返回磨矿作业;将溢流矿浆5通入一粗、一扫三精浮选程序进行浮选。本实施例所述的一种尾矿再磨的选矿方法,通过对浮选尾矿进行两次分级作业,可以有效的降低磨矿作业的能源消耗,并且,将一级浮选工序产生的浮选精矿通入原矿的浮选工序中,进行精矿再选,能够降低尾矿处理的能源消耗,达到提高金原矿的回收率的技术效果。



1. 一种尾矿再磨的选矿方法,其特征在于,包括以下步骤:

(1) 第一次分级作业:将浮选尾矿1通入一级分级器进行分级,得到溢流矿浆2和底流矿浆3,对溢流矿浆2进行脱水得到矿渣;

(2) 磨矿作业:向磨矿装置通入底流矿浆3,得到矿浆4;

(3) 第二次分级作业:将矿浆4通入二级分级器进行分级,得到溢流矿浆5和底流矿浆6,底流矿浆6返回磨矿作业;

(4) 浮选粗选作业:将溢流矿浆5先进行粗选,得到浮选尾矿7和浮选精矿8;

(5) 浮选精选作业:将浮选精矿8进行精选,得到金精矿,金精矿再返回原矿精选流程;

(6) 浮选扫选作业:将尾矿7通入扫选作业进行扫选,扫选尾矿得到矿渣。

2. 根据权利要求1所述的选矿方法,其特征在于,

溢流矿浆2占浮选尾矿1的质量分数为60%至65%,底流矿浆3占浮选尾矿1的质量分数为40%至35%。

3. 根据权利要求1所述的选矿方法,其特征在于,

所述步骤(5)中,矿浆5的细度为-200目含量达到85%。

4. 一种尾矿再磨的选矿装置,其特征在于,包括:

第一分级机构,所述第一分级机构包括第一分级装置、第一排料管和第二排料管,所述第一分级装置具有进料口,用于向所述第一分级装置通入浮选尾矿,所述第一排料管的一端连接于所述第一分级装置,另一端连接于所述磨矿装置,用于向所述磨矿装置输送底流矿浆,所述第二排料管的连接于所述第一分级装置,用于排出溢流矿浆;

第二分级机构,所述第二分级机构包括第二分级装置,第一进料管、第三排料管和第四排料管,所述第一进料管的一端连接于所述磨矿装置,另一端连接于所述第二分级装置,用于将所述磨矿装置处理的矿浆输送至第二分级装置,所述第三排料管的一端连接于所述第二分级装置,另一端连接于所述磨矿装置,用于向所述磨矿装置输送底流矿浆,所述第四排料管连接于所述第二分级装置,用于排出溢流矿浆。

5. 根据权利要求4所述的选矿装置,其特征在于,还包括:

尾矿泵和干排装置,所述尾矿泵的一端连接于所述第二排料管,另一端连接于所述干排装置,用于脱去溢流矿浆的水分。

6. 根据权利要求4所述的选矿装置,其特征在于,还包括:

浮选装置,所述浮选装置连接于所述第四排料管,用于接收所述第二分级装置产生的溢流矿浆。

7. 根据权利要求4所述的选矿方法,其特征在于,

所述第一分级装置和所述第二分级装置均为旋流器。

一种尾矿再磨的选矿方法及装置

技术领域

[0001] 本发明涉及选矿方法的技术领域,尤其涉及一种尾矿再磨的选矿方法及装置。

背景技术

[0002] 金是一种贵金属,金的单质在室温下为固体,密度高、柔软、光亮、抗腐蚀,其展性是已知金属中最高的。金与大部分化学物都不会发生化学反应,但可以被氯、氟、王水及氰化物侵蚀。金能够被水银溶解,能够溶解银及贱金属的硝酸不能溶解金。

[0003] 目前对于石英脉金矿的选矿工艺主要是通过浮选工艺从原矿中获得金精矿,在进入浮选工艺之前,需要先对原矿进行破碎、磨矿以及分级的工艺流程,现有的工艺流程主要是将原矿进行破碎形成矿石,再通过两次磨矿和两次分级得到理想细度的矿浆,由于受到矿石本身性质及现有设备影响,尾矿中的粗粒级中含有的金没有被充分选别出来,现有的方式是通过增加原矿的磨矿细度来提高浮选的回收率,但是,由于尾矿中金含量较少,在提高原矿的磨矿细度的同时会增加选矿的能量消耗,从而大大提高金精矿的生产成本。

发明内容

[0004] 有鉴于此,本发明实施例提供一种尾矿再磨的选矿方法及装置,主要目的是提供一种能够提高尾矿回收率的选矿方法及装置,使尾矿中的金得到回收和利用,从而减少了企业的生产成本。

[0005] 为达到上述目的,本发明主要提供如下技术方案:

[0006] 一方面,本发明实施例提供了一种尾矿再磨的选矿方法,该方法包括:

[0007] (1) 第一次分级作业:将浮选尾矿1通入一级分级器进行分级,得到溢流矿浆2和底流矿浆3,对溢流矿浆2进行脱水得到矿渣;

[0008] (2) 磨矿作业:向磨矿装置通入底流矿浆3,得到矿浆4;

[0009] (3) 第二次分级作业:将矿浆4通入二级分级器进行分级,得到溢流矿浆5和底流矿浆6,底流矿浆6返回磨矿作业;

[0010] (4) 浮选粗选作业:将溢流矿浆5先进行粗选,得到浮选尾矿7和浮选精矿8;

[0011] (5) 浮选精选作业:将浮选精矿8进行精选,得到金精矿,金精矿再返回原矿精选流程;

[0012] (6) 浮选扫选作业:将尾矿7通入扫选作业进行扫选,扫选尾矿得到矿渣。

[0013] 进一步的,溢流矿浆2占浮选尾矿1的质量分数为60%至65%,底流矿浆3占浮选尾矿1的质量分数为40%至35%。

[0014] 所述步骤(5)中,矿浆5的细度为-200目含量达到85%。

[0015] 另一方面,本发明实施例还提供一种尾矿再磨的选矿装置,该装置包括:

[0016] 第一分级机构,所述第一分级机构包括第一分级装置、第一排料管和第二排料管,所述第一分级装置具有进料口,用于向所述第一分级装置通入浮选尾矿,所述第一排料管的一端连接于所述第一分级装置,另一端连接于所述磨矿装置,用于向所述磨矿装置输送

底流矿浆,所述第二排料管的连接于所述第一分级装置,用于排出溢流矿浆;

[0017] 第二分级机构,所述第二分级机构包括第二分级装置,第一进料管、第三排料管和第四排料管,所述第一进料管的一端连接于所述磨矿装置,另一端连接于所述第二分级装置,用于将所述磨矿装置处理的矿浆输送至第二分级装置,所述第三排料管的一端连接于所述第二分级装置,另一端连接于所述磨矿装置,用于向所述磨矿装置输送底流矿浆,所述第四排料管连接于所述第二分级装置,用于排出溢流矿浆。

[0018] 进一步的,尾矿泵和干排装置,所述尾矿泵的一端连接于所述第二排料管,另一端连接于所述干排装置,用于脱去溢流矿浆的水分。

[0019] 进一步的,浮选装置,所述浮选装置连接于所述第四排料管,用于接收所述第二分级装置产生的溢流矿浆。

[0020] 进一步的,所述第一分级装置和所述第二分级装置均为旋流器。

[0021] 与现有技术相比,本发明具有如下技术效果:

[0022] 1、本发明所述的选矿方法,通过对浮选尾矿1进行两次分级作业,可以有效的降低磨矿作业的能源消耗,同时,能够提高磨矿细度和浮选阶段的回收率。

[0023] 2、本发明所述的选矿方法,将一级浮选工序产生的浮选精矿8通入原矿的浮选工序中,进行精矿再选,不仅能够降低尾矿处理的能源消耗,还能够提高尾矿再选的品位。

[0024] 3、本发明所述的选矿方法,通过增加少量能耗的方式,达到提高金原矿的回收率的技术效果,从而大大增加了企业的生产效益。

附图说明

[0025] 图1为本发明实施例提供的一种尾矿再磨的选矿方法流程图;

[0026] 图2为本发明实施例提供的一种尾矿再磨的选矿装置的结构示意图。

具体实施方式

[0027] 下面结合附图和实施例对本发明作进一步的详细说明。

[0028] 为了进一步阐述本发明一种尾矿再磨的选矿方法,达到预期发明目的,以下结合较佳实施例,对依据本发明提出的一种低品位硫化铅矿的选矿方法,其具体实施方式、结构、特征及其功效,详细说明如后。在下述说明中,不同的“一实施例”或“实施例”指的不一定是同一实施例。此外,一或多个实施例中的特定特征、结构或特点可由任何合适形式组合。

[0029] 在详细阐述本发明一种金原矿的选矿方法之前,有必要对本发明中提及的相关材料及操作做进一步说明,以达到更好的效果。

[0030] 磨矿,在机械设备中,借助于介质(钢球、钢棒、砾石)和矿石本身的冲击和磨剥作用,使矿石的粒度进一步变小,直至研磨成粉末的作业。

[0031] 分级,将符合要求的矿粉送入下一步的操作,将不符合要求的矿粉返回到磨矿作业。原理是根据固体颗粒因粒度不同,在介质中具有不同沉降速度,将颗粒群分为两种或多种粒度级别的过程。

[0032] 底流是指经分级、浓缩或分选等作业获得的粗颗粒、高浓度或高密度的产物。

[0033] 溢流是指在完成作业(如分选、分级等),或者经过自身处理(如澄清等)后,从各种

设备或液体容器上部排出的流体。

[0034] 浮选, 漂浮选矿的简称, 是根据矿物颗粒表面物理化学性质的不同, 按矿物可浮性的差异进行分选的方法。

[0035] 品位, 指矿石中有用元素或它的化合物质量含量比率。

[0036] 回收率: 指金精矿中的金与原矿中的金的质量百分比。

[0037] 一粗、一扫、三精浮选浮选工序, 指将粗选后的尾矿进行一次扫选, 扫选后的尾矿作为最终尾矿排至尾矿库, 扫选后的精矿与粗选精矿合并进行精选, 第一次精选尾矿返回第一次粗选作业, 第二次精选尾矿返回第一次精选作业, 第三次精选尾矿返回第二次精选作业, 经过三次精选后的精矿成为精金矿。

[0038] 在了解了本发明中提及的相关材料及操作之后, 下面将结合具体的实施例和图1的工艺流程示意图, 对本发明一种低品位硫化铅矿的选矿方法做进一步的详细介绍:

[0039] 一、实施例

[0040] 实施例1

[0041] 具体操作步骤如下:

[0042] (1) 第一次分级作业: 原矿经过破碎得到矿石1050吨, 经过磨矿、分级和浮选处理后, 得到金精矿50吨, 浮选尾矿1为1000吨, 将浮选尾矿1通入一级分级器进行分级, 得到溢流矿浆2为630吨和底流矿浆3为370吨, 对溢流矿浆2进行脱水得到矿渣630吨, 浮选尾矿1是指通过对原矿进行磨矿、分级以及浮选后得到的尾矿, 浮选尾矿1的质量分数为100% (只限于尾矿再磨系统)。

[0043] (2) 磨矿作业: 向磨矿装置通入底流矿浆3, 得到矿浆4, 磨矿装置应使细度小于200目的矿粉含量达到85%;

[0044] (3) 第二次分级作业: 将矿浆4通入二级分级器进行分级, 得到溢流矿浆5为370吨和底流矿浆6为650吨, 底流矿浆6返回磨矿作业, 溢流矿浆5的质量分数为37%;

[0045] (4) 浮选作业: 将溢流矿浆5通入一粗、一扫、三精浮选浮选工序进行浮选, 得到浮选尾矿7为355吨和浮选精矿8为15吨, 对浮选尾矿7进行脱水得到矿渣;

[0046] (5) 将浮选精矿再通入原矿浮选精选系统。

[0047] 表1

[0048]

实验组	测试对象	金品位 (g/t)
实施例 1	金原矿	2.66
	金精矿	55.4
	金尾矿	0.30
	抛尾品位 (溢流矿浆 2)	0.16
	浮选尾矿金原矿	0.45
	浮选尾矿金精矿	15.4
	浮选尾矿金尾矿	0.25
浮选尾矿系统回收率 (%)		44.91
金原矿回收率 (%)		90.37
金原矿回收率(原矿浮 选+尾矿浮选) (%)		93.19

[0049] 由表1可知,本实施例中金原矿中金的金属量为2660g,金精矿中的金的金属量为2404g,回收率为90.37%,浮选尾矿金精矿中金的金属量为75g,金原矿综合回收率(原矿浮选加+尾矿浮选)为93.19%。

[0050] 本实施例的一种尾矿再磨的选矿方法,通过对浮选尾矿进行两次分级作业,其中先对浮选尾矿进行预先分级,将品位较低的细粒级尾矿进行抛尾,将底流进行磨矿再进行检查分级,保证进入浮选作业的合格粒度,可以有效的降低磨浮作业的能源消耗;并且,将精选产生的浮选精矿通入原矿的精选工序中,进行精矿再选,从而在降低尾矿品位提高回收率的同时也能有效保证金精矿品位的技术效果。

[0051] 实施例2

[0052] 具体操作步骤如下:

[0053] (1) 第一次分级作业:原矿经过破碎得到矿石1050吨,经过磨矿、分级和浮选处理后,得到金精矿50吨,浮选尾矿1为1000吨,将浮选尾矿1通入一级分级器进行分级,得到溢流矿浆2为650吨和底流矿浆3为350吨,对溢流矿浆2进行脱水得到矿渣650吨,浮选尾矿1是指通过对原矿进行磨矿、分级以及浮选后得到的尾矿,浮选尾矿1的质量分数为100%(只限于尾矿再磨系统)。

[0054] (2) 磨矿作业:向磨矿装置通入底流矿浆3,得到矿浆4,磨矿装置应使细度小于200目的矿粉含量达到87%;

[0055] (3) 第二次分级作业:将矿浆4通入二级分级器进行分级,得到溢流矿浆5为350吨和底流矿浆6为650吨,底流矿浆6返回磨矿作业,溢流矿浆5的质量分数为35%;

[0056] (4) 浮选作业:将溢流矿浆5通入一粗、一扫、三精浮选浮选工序进行浮选,得到浮选尾矿7为335吨和浮选精矿8为15吨,对浮选尾矿7进行脱水得到矿渣;

[0057] (5) 将浮选精矿再通入原矿浮选精选系统。

[0058] 表2

[0059]

实验组	测试对象	金品位 (g/t)
实施例 1	金原矿	2.59
	金精矿	52.37
	金尾矿	0.26
	抛尾品位 (溢流矿浆 2)	0.17
	浮选尾矿金原矿	0.42
	浮选尾矿金精矿	16.32
	浮选尾矿金尾矿	0.21
浮选尾矿系统回收率 (%)		50.34
金原矿回收率 (%)		90.38
金原矿回收率 (原矿 浮选+尾矿浮选) (%)		93.24

[0060] 由表2可知,本实施例中金原矿中金的金属量为2590g,金精矿中的金的金属量为2341g,回收率为90.38%,浮选尾矿金精矿中金的金属量为74g,金原矿综合回收率(原矿浮选加+尾矿浮选)为93.24%。

[0061] 本实施例的一种尾矿再磨的选矿方法,通过对浮选尾矿进行两次分级作业,其中先对浮选尾矿进行预先分级,将品位较低的细粒级尾矿进行抛尾,将底流进行磨矿再进行检查分级,保证进入浮选作业的合格粒度,可以有效的降低磨浮作业的能源消耗;并且,将精选产生的浮选精矿通入原矿的精选工序中,进行精矿再选,从而在降低尾矿品位提高回收率的同时也能有效保证金精矿品位的技术效果。

[0062] 实施例3

[0063] 具体操作步骤如下:

[0064] (1) 第一次分级作业:原矿经过破碎得到矿石1050吨,经过磨矿、分级和浮选处理后,得到金精矿50吨,浮选尾矿1为1000吨,将浮选尾矿1通入一级分级器进行分级,得到溢流矿浆2为600吨和底流矿浆3为400吨,对溢流矿浆2进行脱水得到矿渣600吨,浮选尾矿1是指通过对原矿进行磨矿、分级以及浮选后得到的尾矿,浮选尾矿1的质量分数为100%(只限于尾矿再磨系统)。

[0065] (2) 磨矿作业:向磨矿装置通入底流矿浆3,得到矿浆4,磨矿装置应使细度小于200目的矿粉含量达到85%;

[0066] (3) 第二次分级作业:将矿浆4通入二级分级器进行分级,得到溢流矿浆5为400吨和底流矿浆6为750吨,底流矿浆6返回磨矿作业,溢流矿浆5的质量分数为40%;

[0067] (4) 浮选作业:将溢流矿浆5通入一粗、一扫、三精浮选浮选工序进行浮选,得到浮选尾矿7为382吨和浮选精矿8为18吨,对浮选尾矿7进行脱水得到矿渣;

[0068] (5) 将浮选精矿再通入原矿浮选精选系统。

[0069] 表3

[0070]

实验组	测试对象	金品位 (g/t)
实施例 1	金原矿	2.63
	金精矿	51.35
	金尾矿	0.27
	抛尾品位 (溢流矿浆 2)	0.17
	浮选尾矿金原矿	0.43
	浮选尾矿金精矿	15.72
	浮选尾矿金尾矿	0.23
浮选尾矿系统回收率 (%)		47.09
金原矿回收率 (%)		90.19
金原矿回收率 (原矿 浮选+尾矿浮选) (%)		93.26

[0071] 由表3可知,本实施例中金原矿中金的金属量为2630g,金精矿中的金的金属量为2372g,回收率为90.19%,浮选尾矿金精矿中金的金属量为81g,金原矿综合回收率(原矿浮选加+尾矿浮选)为93.26%。

[0072] 本实施例的一种尾矿再磨的选矿方法,通过对浮选尾矿进行两次分级作业,可以有效的降低磨矿作业的能源消耗,同时,能够提高磨矿细度和浮选阶段的回收率,并且,将一级浮选工序产生的浮选精矿通入原矿的浮选工序中,进行精矿再选,不仅能够降低尾矿处理的能源消耗,还能够提高尾矿再选的品位,达到提高金原矿的回收率的技术效果。

[0073] 二、选矿数据对比

[0074] 对上述实施例1-3所得到的选矿数据和现有的选矿数据进行对比,矿石1000吨,具体数据对比见表4。

[0075] 表4

[0076]

项目	原有选矿数据 (不加尾矿再磨)	实施例 1	实施例 2	实施例 3
金原矿浮选细度 (-200 目)	90%	90%	90%	90%
金原矿品位 (g/t)	2.59	2.66	2.59	2.63
金精矿品位 (g/t)	53.24	55.4	52.37	51.35
金尾矿品位 (g/t)	0.26	0.30	0.26	0.27
浮选尾矿金原矿品位 (g/t)		0.45	0.42	0.43
浮选尾矿金精矿品位 (g/t)		15.4	16.32	15.72
浮选尾矿金尾矿品位 (g/t)		0.25	0.21	0.23
浮选尾矿回收率 (%)		44.91	50.34	47.09
金回收率 (综合回收率) (%)	90.46	93.19	93.24	93.26
增加能源消耗 (元/天)		9800	9800	9800
多回收金属量 (克/天)		75	74	81

[0077] 由表4可知,实施例1-3采用的尾矿再磨的选矿方法通过对浮选尾矿进行两次分级作业,可以有效的降低磨矿作业的能源消耗,同时,能够提高磨矿细度和浮选阶段的回收率,并且,将一级浮选工序产生的浮选精矿通入原矿的浮选工序中,进行精矿再选,不仅能够降低尾矿处理的能源消耗,还能够提高尾矿再选的品位,在能源消耗增加了9800元/天的前提下,将金原矿的回收率由90.46%提高到93.25%,从而达到提高金原矿的回收率的技术效果。

[0078] 另一方面,如图2所示,本发明实施例还提供一种尾矿再磨的选矿装置,该装置包括:

[0079] 第一分级机构,第一分级机构包括第一分级装置110、第一排料管120和第二排料管130,第一分级装置110具有进料口,用于向第一分级装置110通入浮选尾矿,第一排料管120的一端连接于第一分级装置110,另一端连接于磨矿装置30,用于向磨矿装置30输送底流矿浆,第二排料管130的连接于第一分级装置110,用于排出溢流矿浆;

[0080] 第二分级机构,第二分级机构包括第二分级装置210,第一进料管220、第三排料管230和第四排料管240,第一进料管220的一端连接于磨矿装置30,另一端连接于第二分级装置210,用于将磨矿装置30处理的矿浆输送至第二分级装置210,第三排料管230的一端连接于第二分级装置210,另一端连接于磨矿装置30,用于向磨矿装置30输送底流矿浆,第四排料管240连接于第二分级装置210,用于排出溢流矿浆。

[0081] 本发明实施例提供的技术方案中,第一分级装置110的作用是对浮选尾矿1进行分级,第一分级装置110具有进料口,用于向第一分级装置110通入浮选尾矿,第一排料管120的一端连接于第一分级装置110,另一端连接于磨矿装置30,第一分级装置110将浮选尾矿1

分级形成溢流矿浆2和底流矿浆3,第一排料管12向磨矿装置30输送底流矿浆3,磨矿装置30对底流矿浆3进行磨矿,得到矿浆4,第二排料管130的连接于第一分级装置110,用于排出溢流矿浆2,溢流矿浆2通过干排设备进行脱水得到矿渣,并运送至尾矿库中;第二分级装置210的作用是对矿浆4进行分级,第一进料管220的一端连接于磨矿装置30,另一端连接于第二分级装置210,第二分级装置210将矿浆4分级形成溢流矿浆5和底流矿浆6,第一进料管22将矿浆4输送至第二分级装置210,第三排料管230的一端连接于第二分级装置210,另一端连接于磨矿装置30,用于向磨矿装置30输送底流矿浆6,第四排料管240连接于第二分级装置210,用于排出溢流矿浆5,然后再对溢流矿浆5进行浮选即可得到金精矿,相对于现有技术,现有的方式是通过增加原矿的磨矿细度来提高浮选的回收率,由于尾矿中金含量较少,在提高原矿的磨矿细度的同时会增加选矿的能源消耗,从而大大提高金精矿的生产成本,本发明实施例中,通过对浮选尾矿进行两次分级作业,可以有效的降低磨矿作业的能源消耗,同时,能够提高磨矿细度和浮选阶段的回收率,并且,将一级浮选工序产生的浮选精矿通入原矿的浮选工序中,进行精矿再选,不仅能够降低尾矿处理的能源消耗,还能够提高尾矿再选的品位,达到提高金原矿的回收率的技术效果。

[0082] 进一步的,增加了尾矿泵40和干排装置50,尾矿泵40的一端连接于第二排料管130,另一端连接于干排装置50,用于脱去溢流矿浆的水分。本实施例中,增加了尾矿泵40和干排装置50,尾矿泵40的作用是将溢流矿浆2从第二排料管130通入干排装置50中,干排装置50再对溢流矿浆2进行脱水处理,得到矿渣,矿渣进入尾矿库,干排装置50的作用是对尾矿进行干排处理,尾矿干排是指经选矿流程输出的尾矿浆经多级浓缩后,再经脱水振动筛等高效脱水设备处理,形成含水小、易沉淀固化和利用场地堆存的矿渣,矿渣可以转运至固定地点进行干式堆存,通过对尾矿进行干排处理,能够缓解尾矿库库容压力,减少尾矿库安全隐患。

[0083] 进一步的,浮选装置60,浮选装置60连接于第四排料管240,用于接收第二分级装置210产生的溢流矿浆。本实施例中,增加了浮选装置60,浮选装置60的作用是对溢流矿浆5进行浮选处理,得到浮选尾矿7和浮选精矿8,通常情况下,浮选尾矿7也会通过干排装置50进行脱水处理,得到矿渣,矿渣进入尾矿库,而浮选精矿8会回到金原矿的浮选装置60中进行再选,从而进一步提高金精矿的品位。

[0084] 进一步的,第一分级装置110和第二分级装置210均为旋流器。本实施例中,进一步限定了第一分级装置110和第二分级装置210,第一分级装置110和第二分级装置210均为旋流器,旋流器是一种常见的分离分级设备,当待分离的两相混合液以一定压力从旋流器周边切向进入旋流器内后,产生强烈的三维椭圆型强旋转剪切湍流运动。由于粗颗粒与细颗粒之间存在粒度差,其受到离心力、向心浮力、流体曳力等大小不同,受离心沉降作用,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,从而达到分离分级目的。

[0085] 以上所述,仅为本发明的具体实施方式,但本发明的保护范围并不局限于此,任何熟悉本技术领域的技术人员在本发明揭露的技术范围内,可轻易想到变化或替换,都应涵盖在本发明的保护范围之内。因此,本发明的保护范围应以所述权利要求的保护范围为准。

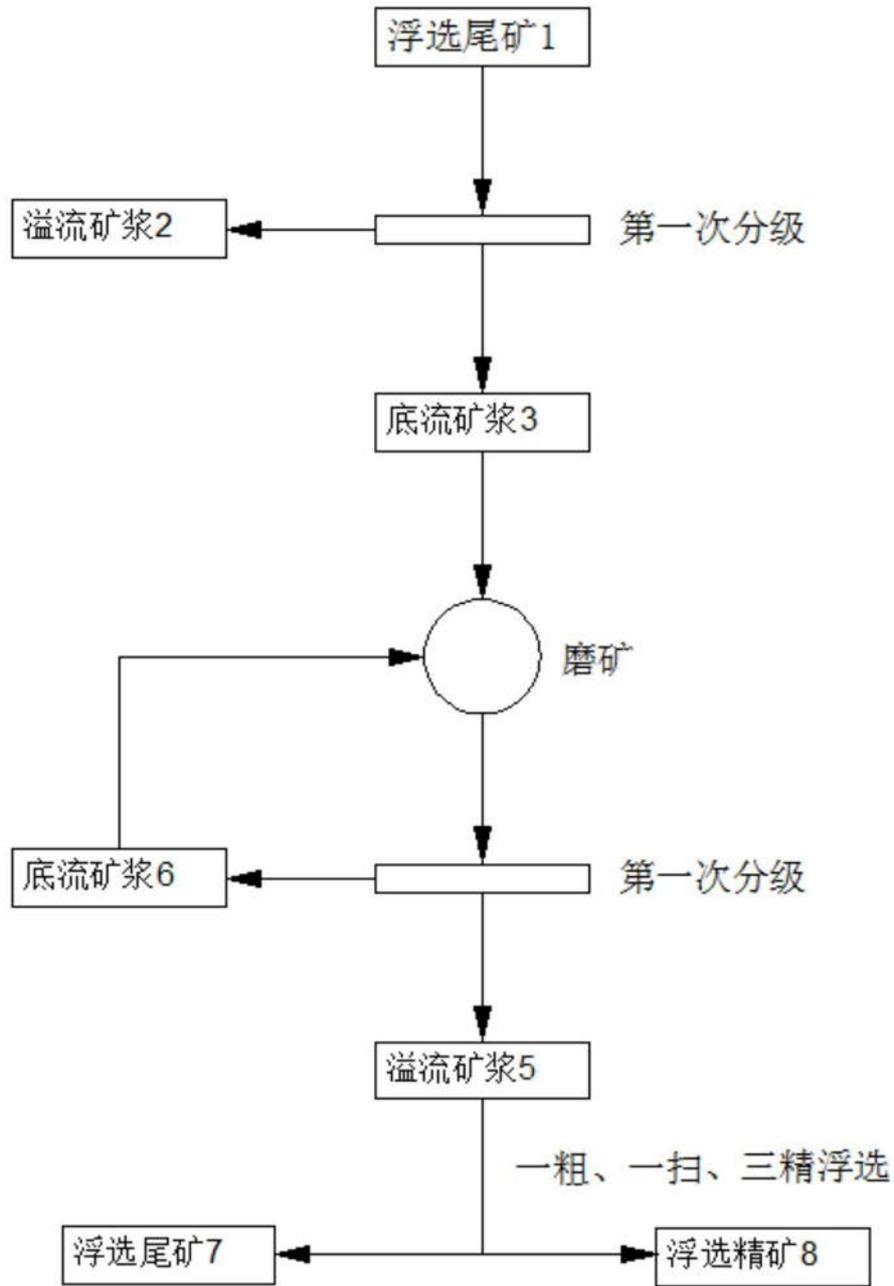


图1

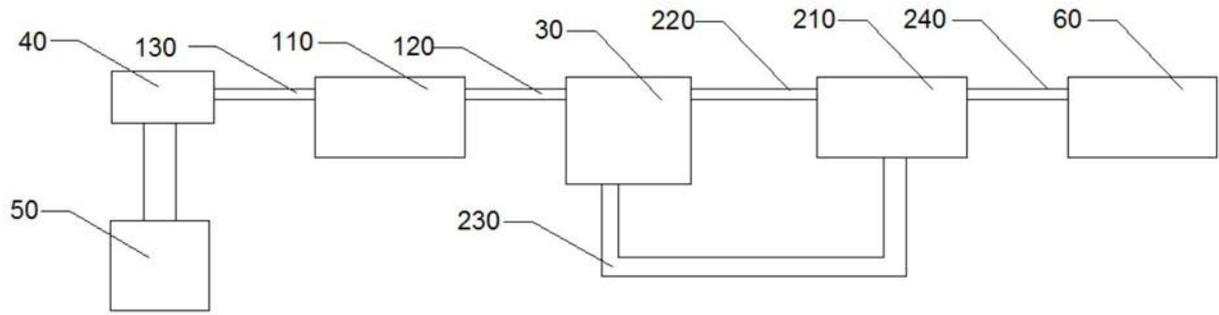


图2