(19)国家知识产权局

(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 117181433 A
(43)申请公布日 2023.12.08

(21)申请号 202311176453.5

(22)申请日 2023.09.13

(71)申请人 云南黄金矿业集团股份有限公司
地址 650000 云南省昆明市官渡区福德路1899号

(72)发明人 姜亚雄 段胜红 高起方 谢恩龙

(74)专利代理机构 云南凌云律师事务所 53207
专利代理师 黄哲宏

(51)Int.Cl.
B03B 7/00(2006.01)
B03B 9/00(2006.01)
B03B 1/00(2006.01)
B02C 23/12(2006.01)
B02C 21/00(2006.01)

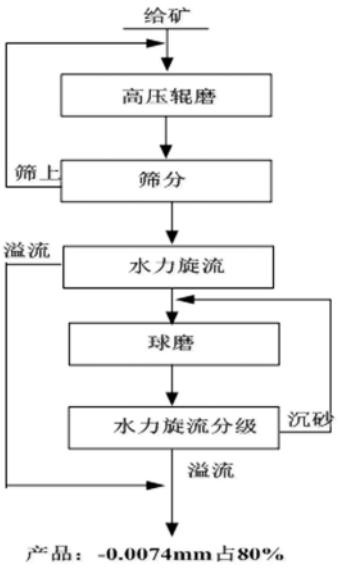
权利要求书1页 说明书5页 附图3页

(54)发明名称

一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法及系统

(57)摘要

本发明涉及一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法及系统,备料方法是对待处理物料进行选择性破碎、湿法筛分、一级调浆分级、选择性磨矿、二级调浆分级,最终得到备料合格产品供给给浮选工序。本发明采用高压辊磨与振动筛组合代替传统的三段破碎,对氧化锌原矿选择性碎磨,再用改进的水力旋流器将符合浮选要求50%以上的矿物分离出来直接进入浮选系统,相对于传统的硫化矿浮选备料工序,不仅节省了三段破碎,还避免或降低这些原生细粒矿物、微细粒矿泥再进入球磨机产生过磨,减少胶体微粒及可溶性难免离子的产生,提升氧化锌浮选的效率和效益。



CN 117181433 A

1.一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法,其特征在于,包括如下步骤:

(1)待处理物料的选择性破碎:将粒径为-250mm的待处理氧化锌矿物料输送至高压辊磨机中进行破碎,获得所需产品A;

(2)湿法筛分:将步骤(1)获得的产品A输送至振动筛上,采用高压水进行强力冲散振动筛分,获得+3mm的筛上产品B及-3mm筛下产品C,筛上产品B返回至高压辊磨机中循环破碎,筛下产品C输送至1#矿浆池;

(3)一级调浆分级:向1#矿浆池添加碳酸钠与步骤(2)获得的筛下产品C混合调浆,调浆完成后通过1#矿浆泵将矿浆输送至1#水力旋流器进行低浓度分级,分级获得-3mm～0.074mm沉砂产品D和-0.074mm溢流产品E;

(4)选择性磨矿及二级调浆分级:将步骤(3)获得的沉砂产品D输送至球磨机,并向球磨机中添加碳酸钠后进行磨矿,球磨完成后输送至2#矿浆池调浆,调浆完成通过2#矿浆泵输送至2#水力旋流器进行低浓度分级,获得+0.074mm沉砂产品F和-0.074mm溢流产品G,沉砂产品F返回至球磨机再磨;

(5)备料产品进入浮选系统:将步骤(3)和步骤(4)获得的-0.074mm溢流产品E和-0.074mm溢流产品G输送至浮选系统设备。

2.根据权利要求1所述的一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法,其特征在于,步骤(3)中碳酸钠的添加量为每吨干矿对应添加2kg碳酸钠。

3.根据权利要求1所述的一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法,其特征在于,步骤(3)中1#水力旋流器的分级浓度为40%～45%。

4.根据权利要求1所述的一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法,其特征在于,步骤(4)中碳酸钠的添加量为每吨干矿对应添加1kg碳酸钠。

5.根据权利要求1所述的一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法,其特征在于,步骤(4)中球磨机的磨矿浓度为50%～55%。

6.根据权利要求1所述的一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法,其特征在于,步骤(4)中2#水力旋流器的分级浓度为35%～40%。

7.一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料系统,其特征在于,包括高压辊磨机,高压辊磨机的出料口与1#振动筛连接,振动筛的出料口与1#矿浆池的进料口连接,1#矿浆池的出料口通过1#矿浆泵与1#水力旋流器进料口连接,1#水力旋流器的沉砂口与球磨机的进料端连接,球磨机的出料端与2#矿浆池的进料口连接,2#矿浆池的出料口通过2#矿浆泵与2#水力旋流器进料口连接,2#水力旋流器的沉砂口与球磨机的进料端连接,1#水力旋流器的溢流口和2#水力旋流器的溢流口与浮选系统设备连接。

8.根据权利要求7所述的一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料系统,其特征在于,所述1#水力旋流器直径为500mm,沉砂口直径为110mm～130mm。

9.根据权利要求7所述的一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料系统,其特征在于,所述2#水力旋流器直径为350mm。

一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法及系统

技术领域

[0001] 本发明属于矿物加工技术领域,具体涉及一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法及系统。

背景技术

[0002] 随着科技的迅猛发展,人们对锌金属的需求逐年增长,但长年的开采,易处理硫化锌矿已经越来越少,品位也逐渐降低,人们开始注意低品位氧化锌矿的利用。该类氧化锌矿锌品位大多低于15%,主要以菱锌矿和异极矿存在,由于其品位低、杂质高、氧化率高、含泥量大且贫、细、杂等特点,加之缺乏有效的加工处理技术,没有得到合理利用,导致大量此类矿产资源变成危废渣,造成经济损失和环保问题。

[0003] 长期以来,此类矿渣资源回收综合利用一直受到业内各界人士的高度关注,并倾入了大量的心血,虽取得了一定成效,但仍存在较多不尽如人意的地方。在诸多处理方法中,浮选法是最有效的回收方法,浮选法是利用矿物表面物理化学性质的差异来选分矿石的一种选矿方法,工艺过程主要由备料工序和浮游工序组成。备料工序主要是对物料破碎(粗碎、中碎、细碎)、磨碎、矿浆调节等,它作为浮游工序的前端工序,能否为浮游工序提供粒度浓度适宜、杂质较少的矿浆直接影响着浮选的效率和效益。

[0004] 现目前氧化锌浮选备料工序仍然是采用传统的硫化矿浮选备料工序,如图3图4所示,先采用颚式破碎机10对矿石进行粗碎,再用1#圆锥破碎机11和2#圆锥破碎机12对矿石分别进行中碎和细碎,矿粉碎至-15mm或-10mm,再采用球磨机6进行磨矿,最后经过3#水力旋流器14进行分级处理,从而为浮选提供所需粒度和浓度适宜的矿浆。经长期试验研究,业界认为长期风化的矿石中微细粒、胶体黏土质矿泥和可溶性难免金属离子含量较高,然而该方法处理过程中矿物易过磨,产生大量的微细粒、胶体矿泥及可溶性难免金属离子,氧化锌矿物单体解离度也较低,会严重影响后续氧化锌浮选分离,导致浮选指标(如回收率和品位)差,难以获得理想的浮选技术经济指标;同时,使用该方法磨矿能耗及磨损钢耗较高,浮选药剂消耗大、生产成本高;另外,由于该类矿石含水量较高,采用传统备料工序,在雨水季节备料设备堵塞严重,难以正常开展生产;再则,由于废渣堆存及选矿废水排放也给矿山企业造成了安全环保风险,业界难以接受。

[0005] 基于上述问题,本发明将提出一种专门针对氧化锌矿浮选的备料工序,以克服现用的硫化矿浮选备料工序存在的缺陷和问题,提升备料工序矿浆的适宜性,改善浮选效率和效益。

发明内容

[0006] 针对上述问题,本发明提供一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法及系统。

[0007] 具体技术方案是:

一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法,包括如下步骤:

(1)待处理物料的选择性破碎:将粒径为-250mm的待处理氧化锌矿物料输送至高

压辊磨机中进行破碎,获得所需产品A;

(2)湿法筛分:将步骤(1)获得的产品A输送至振动筛上,采用高压水进行强力冲散振动筛分,获得+3mm的筛上产品B及-3mm筛下产品C,筛上产品B返回至高压辊磨机中循环破碎,筛下产品C输送至1#矿浆池;

(3)一级调浆分级:向1#矿浆池添加碳酸钠与步骤(2)获得的筛下产品C混合调浆,调浆完成后通过1#矿浆泵将矿浆输送至1#水力旋流器进行低浓度分级,分级获得-3mm～0.074mm沉砂产品D和-0.074mm溢流产品E;

(4)选择性磨矿及二级调浆分级:将步骤(3)获得的沉砂产品D输送至球磨机,并向球磨机中添加碳酸钠后进行磨矿,球磨完成后输送至2#矿浆池调浆,调浆完成通过2#矿浆泵输送至2#水力旋流器进行低浓度分级,获得+0.074mm沉砂产品F和-0.074mm溢流产品G,沉砂产品F返回至球磨机再磨;

(5)备料产品进入浮选系统:将步骤(3)和步骤(4)获得的-0.074mm溢流产品E和-0.074mm溢流产品G输送至浮选系统设备。

[0008] 进一步,步骤(3)中碳酸钠的添加量为每吨干矿对应添加2kg碳酸钠。

[0009] 进一步,步骤(3)中1#水力旋流器的分级浓度为40%～45%。

[0010] 进一步,步骤(4)中碳酸钠的添加量为每吨干矿对应添加1kg碳酸钠。

[0011] 进一步,步骤(4)中球磨机的磨矿浓度为50%～55%。

[0012] 进一步,步骤(4)中2#水力旋流器的分级浓度为35%～40%。

[0013] 本发明还提供了一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料系统,包括高压辊磨机,高压辊磨机的出料口与1#振动筛连接,1#振动筛的出料口与1#矿浆池的进料口连接,1#矿浆池的出料口通过1#矿浆泵与1#水力旋流器进料口连接,1#水力旋流器的沉砂口与球磨机的进料端连接,球磨机的出料端与2#矿浆池的进料口连接,2#矿浆池的出料口通过2#矿浆泵与2#水力旋流器进料口连接,2#水力旋流器的沉砂口与球磨机的进料端连接,1#水力旋流器的溢流口和2#水力旋流器的溢流口与浮选系统设备连接。

[0014] 进一步,所述1#水力旋流器直径为500mm,沉砂口直径为110mm～130mm。

[0015] 进一步,所述2#水力旋流器直径为350mm。

[0016] 本发明的有益效果:

(1)本发明采用高压辊磨与振动筛组合代替传统的三段破碎,对氧化锌原矿选择性碎磨,再用改进的水力旋流器将符合浮选要求50%以上的矿物分离出来直接进入浮选系统,相对于传统的硫化矿浮选备料工序,不仅节省了三段破碎,还避免或降低这些原生细粒矿物、微细粒矿泥(包括脉石矿物及有用矿物)再进入球磨机产生过磨,减少胶体微粒及可溶性难免离子的产生,提升氧化锌浮选的效率和效益。

[0017] (2)本发明采用高压辊磨进行选择性碎磨,提高了氧化锌矿单体解离度,增加其吸附捕收集有效靶点,为后续氧化锌矿物浮选提供良好条件,能大幅度提高氧化锌矿浮选回收率和品位。

[0018] (3)本发明分段采用少量碳酸钠,通过同离子效应,有效避免了钙、镁、锌、亚铁、铁等离子溶出,减少其引起的非选择性絮凝及表面吸附形成污染,确保矿物表面清洁及充分分散,利于提高后续浮选效率。

[0019] (4)本发明提高了破碎给矿水分上线,体积计含水可达20%～25%,避免了因含水量

高带来的雨季不能正常生产的管理及技术问题。

[0020] (5)本发明的备料方法能够提供更适宜浮游工序的矿料,对浮选回收率和品位提升具有促进作用,更利于资源综合高效回收利用,降低资源浪费和安全环保风险,经济效益和社会效益良好,具有广泛的工业和商业应用推广价值。

附图说明

[0021] 图1是本发明一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法及系统的流程图;

图2是本发明一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法及系统的设备关联图;

图3是现有氧化锌矿备料方法的流程图;

图4是现有氧化锌矿备料系统的设备关联图;

图中:1-高压辊磨机,2-1#振动筛,3-1#矿浆池,4-1#矿浆泵,5-1#水力旋流器,6-球磨机,7-2#矿浆池,8-2#矿浆泵,9-2#水力旋流器,10-鄂式破碎机,11-1#圆锥破碎机,12-2#圆锥破碎机,13-2#振动筛,14-3#水力旋流器。

具体实施方式

[0022] 为了使本发明所解决的技术问题、技术方案更加清楚明白,以下结合附图及实施例,对本发明进一步详细说明。应当理解,此处所描述的具体实施例仅仅用于解释本发明,并不用于限定本发明。

实施例1

[0023] 如图1所示,本实施例提供了一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料方法,包括如下步骤:

(1)待处理物料的选择性破碎:将粒径为-250mm的待处理氧化锌矿物料输送至高压辊磨机中进行破碎,获得所需产品A;

(2)湿法筛分:将步骤(1)获得的产品A输送至振动筛上,采用高压水进行强力冲散振动筛分,获得+3mm的筛上产品B及-3mm筛下产品C,筛上产品B返回至高压辊磨机中循环破碎,筛下产品C输送至1#矿浆池;

(3)一级调浆分级:向1#矿浆池添加碳酸钠(每吨干矿对应添加2kg碳酸钠)与步骤(2)获得的筛下产品C混合调浆,调浆完成后通过1#矿浆泵将矿浆输送至1#水力旋流器进行低浓度分级,分级浓度控制在40%～45%,分级获得-3mm～0.074mm沉砂产品D和-0.074mm溢流产品E,其中分离出的-0.074mm溢流产品E可以达到70%～75%的占比;

(4)选择性磨矿及二级调浆分级:将步骤(3)获得的沉砂产品D输送至球磨机,并向球磨机中添加碳酸钠(每吨干矿对应添加1kg碳酸钠)后进行磨矿,磨矿浓度控制在50%～55%,球磨完成后输送至2#矿浆池调浆,调浆完成通过2#矿浆泵输送至2#水力旋流器进行低浓度分级,分级浓度控制在35%～40%,获得+0.074mm沉砂产品F和-0.074mm溢流产品G,其中,沉砂产品F返回至球磨机再磨,分离出的-0.074mm溢流产品G可以达到80%～85%的占比;

(5)备料产品进入浮选系统:将步骤(3)和步骤(4)获得的-0.074mm溢流产品E和-0.074mm溢流产品G输送至浮选系统设备。

[0024] 实验例1.1

用3组不同品位的氧化锌原矿分别采用本发明备料方法(即实施例1所述方法)和传统的硫化矿浮选备料方法进行备料对比试验,并采用相同的浮选工艺和药剂用量分别进行浮选对比试验,具体试验数据如表1所示。

[0025] 表1:备料和浮选对比试验数据

序号	氧化锌原矿锌品位(%)	备料方法	产品-10um矿泥含量(%)	产品氧化锌矿物单体解离度(%)	锌品位(%)	锌回收率(%)
1组	14.21	本发明	11.37	86.28	30.84	85.73
		传统	26.87	75.82	24.75	70.59
2组	10.73	本发明	12.66	85.41	31.29	84.61
		传统	27.18	76.74	25.67	73.47
3组	7.53	本发明	13.15	84.78	30.05	84.91
		传统	29.26	75.84	24.72	71.68

[0026] 从表1数据可以看出:不同品位的氧化锌原矿采用本发明的备料方法进行备料处理相较于传统硫化矿浮选备料方法,所获得的浮选给料产品的矿泥含量及可溶难免离子含量明显降低,氧化锌矿物单体解离度有较大提高,能够为氧化锌浮选创造更好的浮选条件。经过浮选对比试验数据可进一步验证,在相同浮选工艺及药剂用量条件下,采用本发明的备料方法获得的产品进行浮选,浮选指标(包括品位及回收率)明显优于传统备料方法获得产品的浮选指标;而且不同品位的产品浮选指标接近,也证明了该方法能够保证浮选指标的稳定性,对于低品位的氧化锌原矿也能实现80%以上的锌回收率。由此可以证明本发明的备料方法工艺稳定、适应性强,对低品位的氧化锌废渣资源综合回收利用具有实际意义,对于工业和商业具有广泛推广价值。

[0027] 本实施例提供了一种浮选法回收复杂氧化锌矿的备料系统,该系统采用高压辊磨机1与1#振动筛2组合代替传统硫化矿浮选备料系统中的三段破碎,对氧化锌原矿选择性碎磨,再用改进的1#水力旋流器5将符合浮选要求50%以上的矿物分离出来直接进入浮选系统,相对于传统的硫化矿浮选备料系统,不仅节省了三段破碎,还避免或降低这些原生细粒矿物、微细粒矿泥(包括脉石矿物及有用矿物)再进入球磨机6产生过磨,减少胶体微粒及可溶性难免离子的产生,提升氧化锌浮选的效率和效益。

[0028] 该备料系统包括高压辊磨机1,高压辊磨机1的出料口与1#振动筛2连接,1#振动筛2的出料口与1#矿浆池3的进料口连接,1#矿浆池3的出料口通过1#矿浆泵4与1#水力旋流器5进料口连接,1#水力旋流器5的沉砂口与球磨机6的进料端连接,球磨机6的出料端与2#矿浆池7的进料口连接,2#矿浆池6的出料口通过2#矿浆泵8与2#水力旋流器9进料口连接,2#水力旋流器9的沉砂口与球磨机6的进料端连接,1#水力旋流器5的溢流口和2#水力旋流器9的溢流口与浮选系统设备连接。其中,1#水力旋流器的直径为500mm,沉砂口直径为110mm~130mm;2#水力旋流器直径为350mm;在1#振动筛2的筛面上部还可设置一个高压水管,方便1#振动筛筛离微细粒矿物。

[0029] 工作原理:将粒径为-250mm的待处理氧化锌矿物料输送至高压辊磨机1中进行破

碎,获得所需产品A;将产品A输送至1#振动筛2上,采用高压水进行强力冲散1#振动筛分,获得+3mm的筛上产品B及-3mm筛下产品C,筛上产品B返回至高压辊磨机1中循环破碎,筛下产品C输送至1#矿浆池4;向1#矿浆池4添加碳酸钠与筛下产品C混合调浆,调浆完成后通过1#矿浆泵4将矿浆输送至1#水力旋流器5进行低浓度分级,分级获得-3mm～0.074mm沉砂产品D和-0.074mm溢流产品E;将沉砂产品D输送至球磨机6,并向球磨机6中添加碳酸钠后进行磨矿,球磨完成后输送至2#矿浆池7调浆,调浆完成通过2#矿浆泵8输送至2#水力旋流器9进行低浓度分级,获得+0.074mm沉砂产品F和-0.074mm溢流产品G,沉砂产品F返回至球磨机6再磨,而获得的-0.074mm溢流产品E和-0.074mm溢流产品G输送至浮选系统设备进入浮选工序。

[0030] 以上通过具体的和优选的实施例详细地描述了本发明,但本领域技术人员应该明白,本发明并不局限于以上所述实施例,凡在本发明的精神和原则之内,所做的任何修改、等同替换等,均应包含在本发明的保护范围之内。

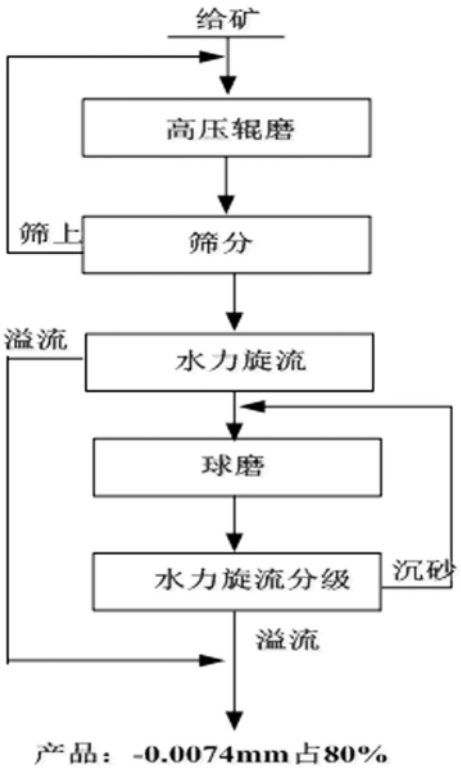

给矿
高压辊磨
筛上
筛分
溢流
水力旋流
球磨
水力旋流分级
沉砂
溢流
产品：-0.0074mm占80%

图 1

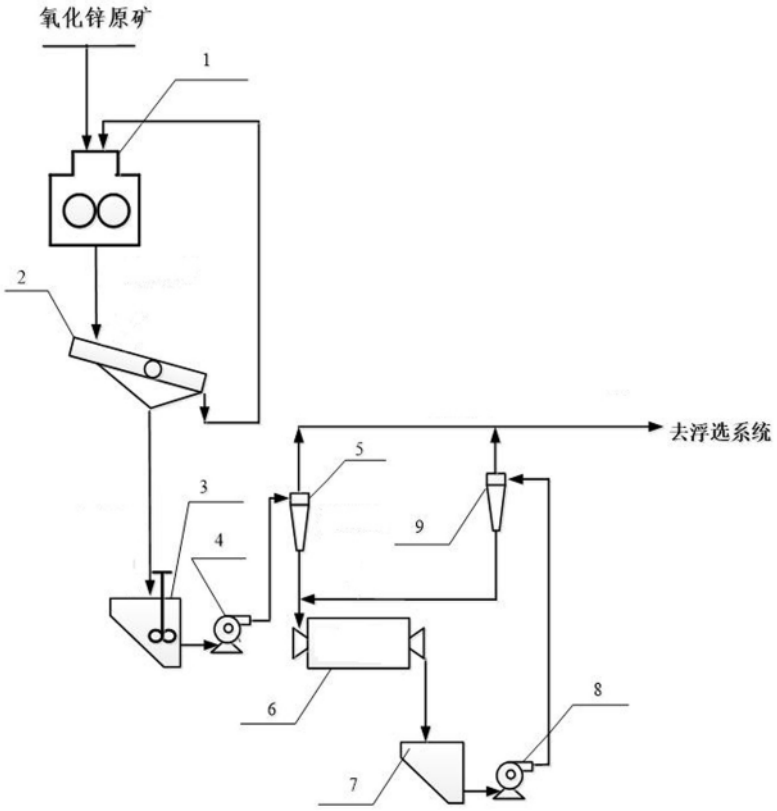

氧化锌原矿
1
2
3
4
5
6
7
8
9
去浮选系统

图 2

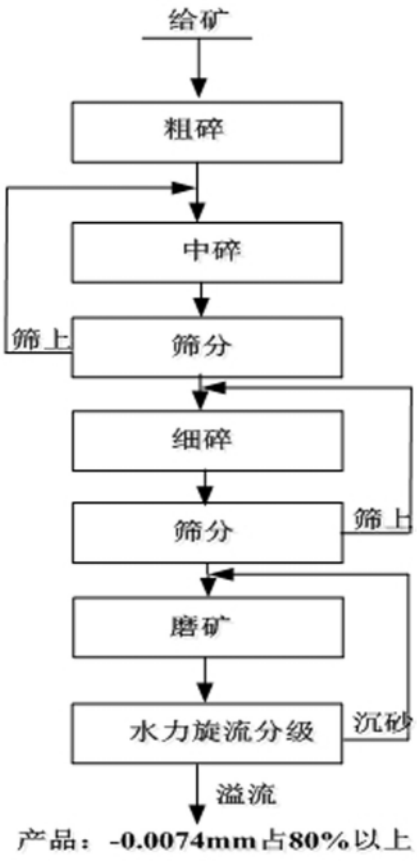


图 3

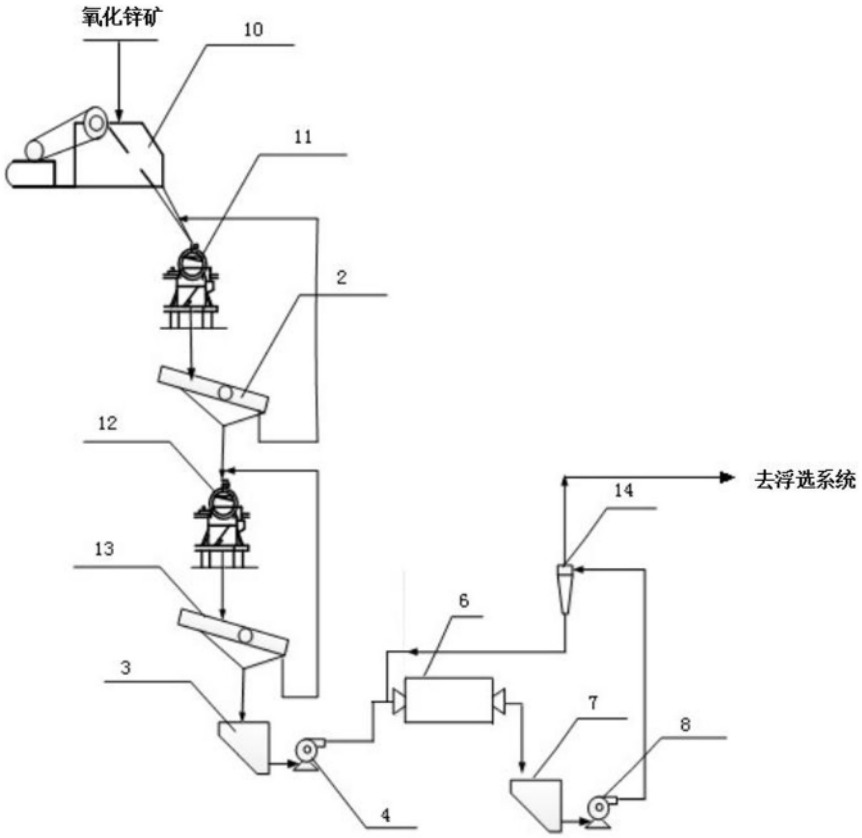


图 4