



(12) 发明专利

(10) 授权公告号 CN 102766765 B

(45) 授权公告日 2014. 12. 24

(21) 申请号 201210278197. 6

(22) 申请日 2012. 08. 07

(73) 专利权人 四川四环电锌有限公司

地址 625400 四川省雅安市石棉县回隆乡竹马工业园区四川四环电锌有限公司

(72) 发明人 米勇

(74) 专利代理机构 成都虹桥专利事务所(普通合伙) 51124

代理人 孙恩源

(51) Int. Cl.

C22B 3/06 (2006. 01)

C22B 3/44 (2006. 01)

C22B 41/00 (2006. 01)

C22B 58/00 (2006. 01)

C25C 1/16 (2006. 01)

(56) 对比文件

CN 101413059 A, 2009. 04. 22,

CN 101078053 A, 2007. 11. 28,

CN 101413059 A, 2009. 04. 22,

CN 101078053 A, 2007. 11. 28,

CN 101351567 A, 2009. 01. 21,

CN 102337391 A, 2012. 02. 01,

CN 1718782 A, 2006. 01. 11,

CN 102031377 A, 2011. 04. 27,

CA 1238192 A1, 1988. 06. 21,

EP 1339883 A1, 2003. 09. 03,

CN 102191391 A, 2011. 09. 21,

审查员 李啸颖

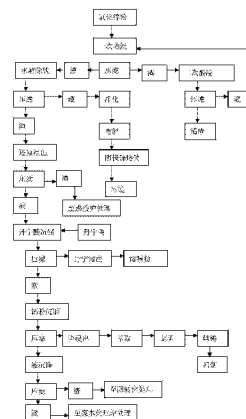
权利要求书1页 说明书7页 附图3页

(54) 发明名称

氧化锌粉回收利用方法

(57) 摘要

本发明公开了一种氧化锌粉回收利用方法, 氧化锌粉经一次酸浸处理后过滤分离渣、液, 得一次酸浸液和一次酸浸渣, 一次酸浸渣经二次浸出产出铅渣, 而一次酸浸液经水解除铁处理后过滤分离渣、液, 得水解滤液和水解滤渣, 水解滤液净化处理后至锌电解系统电积回收锌; 所得水解滤渣经还原浸出处理后过滤分离渣、液, 得还原浸出液和还原浸出渣, 再从还原浸出液中回收锗、铟。因丹宁酸沉锗及后续萃铟的余液不进入电解系统, 从而杜绝了丹宁酸有机物进入锌电解系统降低电解电流效率, 从一次酸浸液中只产出铁锗渣, 再从铁锗渣中分离得到锗、铟, 因而带走的锌金属量减少, 锌回收率得以提高。主要用于回转窑处理湿法炼锌的浸出渣为原料所得的氧化锌粉的处理。



CN 102766765 B

1. 氧化锌粉回收利用方法,氧化锌粉经一次酸浸处理后过滤分离渣、液,得一次酸浸液和一次酸浸渣,其特征是:一次酸浸中所用硫酸的质量浓度为 80 ~ 90g/l,按液固比 6:1 ~ 8:1 向酸液中加入碱洗后的氧化锌粉,控制反应温度为 65 ~ 70℃,反应时间 \geq 1h,一次酸浸终点 pH 值 = 1.5 ~ 2.5,所得一次酸浸液经水解除铁处理后过滤分离渣、液,得水解滤液和水解滤渣,水解滤液净化处理后至锌电解系统回收锌,所得水解滤渣经还原浸出处理:水解滤渣加入硫酸浸出,过程中控制浸出液 pH 值 = 1.0 ~ 1.5,然后加入还原剂还原至溶液中 $\text{Fe}^{3+} < 0.2\text{g/l}$,控制反应终点 pH 值 = 2.0 ~ 2.5,之后过滤分离渣、液,得还原浸出液和还原浸出渣,还原浸出液经丹宁酸沉锆处理后过滤分离渣、液,从其渣中回收锆,其滤液经钙粉沉铟处理后过滤分离渣、液,得沉铟后渣和沉铟后液,从沉铟后渣中回收铟,沉铟后液不进入锌电解系统。

2. 如权利要求 1 所述的氧化锌粉回收利用方法,其特征是:还原浸出所用硫酸质量浓度为 60 ~ 80g/l。

3. 如权利要求 1 所述的氧化锌粉回收利用方法,其特征是:还原浸出中,先后加入锌精粉、亚硫酸钠作为所述还原剂,其中锌精粉的加入量按以下方式确定,锌精粉中的硫含量等于溶液中 Fe^{3+} 量的 1.2 倍,充分反应后再加入亚硫酸钠至溶液中 $\text{Fe}^{3+} < 0.2\text{g/l}$ 。

4. 如权利要求 1 所述的氧化锌粉回收利用方法,其特征是:还原浸出中,用水解滤渣控制反应终点 pH 值 = 2.0 ~ 2.5。

5. 如权利要求 1 ~ 4 中任意一项权利要求所述的氧化锌粉回收利用方法,其特征是:水解除铁中,一次酸浸液温度为 50 ~ 65℃时,逐渐加入至少包括双氧水的氧化剂,至溶液中 $\text{Fe}^{2+} < 0.02\text{g/l}$,然后溶液升温至 75 ~ 80℃,用中和剂将溶液中和至 pH = 4.8 ~ 5.1,之后过滤分离渣、液。

6. 如权利要求 5 所述的氧化锌粉回收利用方法,其特征是:水解除铁中,所述氧化剂包括先后加入的电解阳极泥,双氧水,高锰酸钾。

7. 如权利要求 5 所述的氧化锌粉回收利用方法,其特征是:水解除铁中,所述中和剂采用先后加入的钙粉和碳酸锌,先加入钙粉至溶液 pH 值 = 3.5,后加入碳酸锌至溶液 pH 值 = 4.8 ~ 5.1。

8. 如权利要求 6 所述的氧化锌粉回收利用方法,其特征是:水解除铁中,所述中和剂采用先后加入的钙粉和碳酸锌,先加入钙粉至溶液 pH 值 = 3.5,后加入碳酸锌至溶液 pH 值 = 4.8 ~ 5.1。

9. 如权利要求 1 ~ 4 中任意一项权利要求所述的氧化锌粉回收利用方法,其特征是:沉铟后液经碳铵沉锌得碳酸锌。

氧化锌粉回收利用方法

技术领域

[0001] 本发明涉及一种氧化锌粉回收利用方法。

背景技术

[0002] 锌精粉经过焙烧产出锌焙砂,进入锌电解系统后产生锌锭、铜渣等产品的同时,也会有浸出渣,渣中含大量的有价稀有贵金属,经过废渣处理厂回转窑处理后,可产出氧化锌粉,铁银渣及无害的水淬渣。

[0003] 以回转窑处理湿法炼锌的浸出渣为原料经处理后产出的氧化锌粉一般富含锗、镉等稀有贵金属。对所述氧化锌粉,目前具代表性的处理工艺主要有冶金工业出版社 1995 年版《重有色金属冶炼设计手册》铅锌钼卷的有关记载。现有氧化锌粉处理流程都是先对氧化锌粉进行碱洗,碱洗通常进行两次,以将其中的氟氯离子含量降至锌电解系统可授受的程度,然后低酸浸出(通常也称为一次酸浸),将得到的渣通过高酸浸出(通常也称为二次酸浸)分离出铅渣,高酸浸出液则返回用于低酸浸出。对于低酸浸出液,存在两种常见的回收处理方法,一是将低酸浸出液进行铟置换,从置换后的渣中分离回收铟,从置换后的液中回收锌或用于生产硫酸锌;二是将低酸浸出液先通过丹宁酸沉锗,从渣中分离回收锗,所得滤液经氧化中和后产出中和渣,中和后的滤液经净化后滤出净化渣并将净化滤液用于电解锌。

[0004] 低浸液含锌约 120-150g/l,现有氧化锌粉回收处理工艺存在以下两种主要缺陷:第一,锌处于回收的最后环节,反应终点液体 pH 值在 4.8~5.1,锌浸出率约为 85%,且流程长,产出的中间渣带走的锌金属量大,电锌产能不高,导致锌金属损失量大,锌回收率不高。第二,现有流程中采用丹宁酸沉锗,丹宁酸的加入量一般为锗的 20-45 倍,沉锗后液中富余的丹宁酸虽经后续几道工序处理,仍不能完全消除残余的丹宁酸有机物,净化滤液的净化难度大,有机物进入电解工序,降低电解系统电流效率、电耗增高;若将氧化锌中主金属锌主要用于生产硫酸锌,则产品价值较低,生产效益不高。

发明内容

[0005] 为了克服现有氧化锌粉回收处理工艺不能充分回收锌的不足,本发明所要解决的技术问题是提供一种可提高锌回收率的氧化锌粉回收利用方法。

[0006] 本发明解决其技术问题所采用的技术方案是:氧化锌粉回收利用方法,氧化锌粉经一次酸浸处理后过滤分离渣、液,得一次酸浸液和一次酸浸渣,所得一次酸浸液经水解除铁处理后过滤分离渣、液,得水解滤液和水解滤渣,水解滤液净化处理后至锌电解系统回收锌。由于一次酸浸液终点 pH 值低于现有工艺进行锌回收时的溶液 pH 值,因此锌浸出率更高,且从一次酸浸液中只产出一种铁锗渣,即所述水解滤渣,锌回收效果更好。一次酸浸液经水解除铁处理后,锌被富集在水解滤液中,经净化处理后进入锌电解系统,净化处理可采用与现有锌焙砂处理相同的三段式净化流程。而锗、镉等稀有贵金属被富集在水解滤渣中,可在后续处理过程中分别提取,与现有工艺相比,提取中必须加入的有机酸如丹宁酸可

避免进入锌电解系统,从而可减少锌电解系统的故障和能耗。

[0007] 水解除铁中,一次酸浸后液温度为 50 ~ 65℃时,逐渐加入至少包括双氧水的氧化剂,使 Fe^{2+} 氧化为 Fe^{3+} ,至溶液中 $\text{Fe}^{2+} < 0.02\text{g/l}$,将 Fe^{2+} 氧化为 Fe^{3+} ,利用 Fe^{3+} 水解将锆、铟等富集于铁渣中,然后溶液升温至 75 ~ 80℃,提高溶液的过滤性能,用中和剂将溶液中和至 $\text{pH}=4.8 \sim 5.1$,使 Fe^{3+} 充分水解与锆铟共沉淀进入渣中,提高锆、铟的回收并尽量降低溶液中的残余锆以减少在净化工序的锌粉消耗,之后过滤分离渣、液。

[0008] 进一步的是,水解除铁中,所述氧化剂包括鼓空气降温氧化及先后加入的电解阳极泥,双氧水,高锰酸钾。电解阳极泥中含有一部分锰离子,可于最先加入反应,以节约双氧水的使用量,节约成本。双氧水通常使用 30% 质量浓度的,这种浓度双氧水的用量根据溶液中铁量确定,约在溶液中铁量的两倍左右,考虑其扩散速度及反应速度,双氧水宜分次逐渐加入,且其氧化反应时间通常要在 2h 以上,以充分发挥其氧化作用。当加入双氧水仍无法将溶液中 Fe^{2+} 降至 0.02g/l 以下时,可适量加入高锰酸钾以促进反应。

[0009] 进一步的是,水解除铁中,加入氧化剂前先向一次酸浸液中鼓入空气降温氧化,能够节省时间,提高效率,并节约氧化剂用量。

[0010] 进一步的是,水解除铁中,所述中和剂采用先后加入的钙粉和碳酸锌,先加入钙粉至溶液 pH 值 =3.5,后加入碳酸锌至溶液 pH 值 =4.8 ~ 5.1。钙粉中氧化钙含量在 80% 以上,推荐使用粒度在 200 目以下的钙粉,以加快反应,提高效率。当溶液 pH 值达到 3.5 时改用碳酸锌作中和剂,因为此时液中酸度低,加钙粉反应不完,而碳酸锌能完全溶解进入液中。不推荐在此处用石灰作为中和剂,因其反应较慢且易造成管道堵塞。

[0011] 锆、铟等金属已经充分富集于水解滤渣中,为将它们提取而出,所得水解滤渣经还原浸出处理:水解滤渣加入硫酸浸出,过程中控制浸出液 pH 值 =1.0 ~ 1.5,使锆、铟充分浸出;然后加入还原剂还原至溶液中 $\text{Fe}^{3+} < 0.2\text{g/l}$,以提高锆浸出率并降低后续丹宁消耗,控制反应终点 pH 值 =2.0 ~ 2.5,以满足丹宁沉锆条件,酸高则丹宁酸消耗高,酸过低时则铟水解损失进入铁锆渣中降低了后续铟回收率;之后过滤分离渣、液,得还原浸出液和还原浸出渣。

[0012] 还原浸出所用硫酸质量浓度为 60 ~ 80g/l,使铟、锆最大限度浸出并易于控制终点 pH 。还原浸出所用硫酸推荐以 98% 的浓硫酸配制。

[0013] 还原浸出中,先后加入锌精粉、亚硫酸钠作为所述还原剂,其中锌精粉的加入量按以下方式确定,锌精粉中的硫含量等于溶液中 Fe^{3+} 量的 1.2 倍,以使溶液中的 Fe^{3+} 尽量还原为 Fe^{2+} ,充分反应后再加入亚硫酸钠至溶液中 $\text{Fe}^{3+} < 0.2\text{g/l}$,补加亚硫酸钠以提高还原反应速度并使 Fe^{3+} 含量达到后续沉锆要求。

[0014] 还原浸出中,用水解滤渣控制反应终点 pH 值 =2.0 ~ 2.5,用水解滤渣中和残余酸不带入其它杂质并使反应终点满足后续沉锆条件。

[0015] 还原浸出液经丹宁酸沉锆处理后过滤分离渣、液,其渣为丹宁锆渣,烘干焙烧后即成为锆精粉;其滤液经钙粉沉铟处理后过滤分离渣、液,得沉铟后渣和沉铟后液,从沉铟后渣中回收铟。其中的丹宁酸沉锆和钙粉沉铟处理,可采用与现有工艺相同的处理方式,但处理余液不再进入锌电解系统,而是送至废水处理站进行无害化处理后排放。

[0016] 进一步的是,为充分回收利用,沉铟后液经碳铵沉锌得碳酸锌。碳酸锌可返回本发明方法的水解除铁处理中用作中和剂,进一步回收锌。沉铟后液也可用石灰沉锌处理,产出

品为锌渣。

[0017] 进一步的是,本发明中,一次酸浸中所用硫酸的质量浓度为 80 ~ 90g/l,按液固比 6:1 ~ 8:1 向酸液中加入碱洗后的氧化锌粉,控制反应温度为 65 ~ 70℃,反应时间 \geq 1h,终点 pH 值 = 1.5 ~ 2.5,以提高锌浸出率。一次酸浸中所用硫酸可用锌电解系统的电解废液和二次酸浸的二次酸浸液按 2:1 的体积比配制而得,其中的硫酸浓度符合要求。所称液固比为体积比,根据经验,液固比 6:1 ~ 8:1,即所用硫酸的体积应至少为碱洗后的氧化锌粉的体积的 6 倍,至多为碱洗后的氧化锌粉的体积的 8 倍,实际用量比根据实际反应情况在此范围内确定。

[0018] 本发明中,所称氧化锌粉是指回转窑处理湿法炼锌的浸出渣所产出的氧化锌粉,所称碳酸锌均为工业碳酸锌。

[0019] 本发明的有益效果是:对氧化锌粉中含有的锌金属和稀有贵金属分两条线作业,氧化锌粉一次酸浸液经水解除铁后,水解滤液直接到净化工序处理后至锌电解系统用于生产电锌,而经水解除铁处理后,富集沉淀的铁锗渣中富含铟、锗,再对其进行还原浸出处理,以回收铟锗稀贵金属,因丹宁酸沉锗及后续萃铟的余液不进入电解系统,从而杜绝了丹宁酸有机物进入锌电解系统所引起的电流效率降低和电耗增加,因此可降低能耗、提高产能;从酸浸液中只产出一种水解铁渣,再从铁渣中分离得到锗、铟,因而带走的锌金属量减少,锌回收率得以提高。

附图说明

[0020] 图 1 是现有氧化锌粉处理工艺的一种流程的流程图。

[0021] 图 2 是现有氧化锌粉处理工艺的另一种流程的流程图。

[0022] 图 3 是本发明氧化锌粉处理工艺的流程图。

具体实施方式

[0023] 下面结合附图和实施例对本发明进一步说明。

[0024] 如图 1 和图 2 所示,现有的氧化锌粉回收工艺中,都是先回收锗、铟等稀有贵金属,再回收锌,不仅锌的回收率未达到应有高度,而且由于回收工序的不合理,有机酸易进入锌电解系统,给锌电解系统带来不必要的损耗。

[0025] 如图 3 所示,本发明的氧化锌粉回收利用方法,氧化锌粉先经碱洗,将其中氯的质量百分含量降低至 0.1% 以下,其中氟的质量百分含量降低至 0.05% 以下,以满足一次酸浸液能够达到锌电解系统安全生产的条件,然后进行一次酸浸,经一次酸浸处理后过滤分离渣、液,得一次酸浸液和一次酸浸渣,所得一次酸浸液经水解除铁处理后过滤分离渣、液,得水解滤液和水解滤渣,水解滤液净化处理后至锌电解系统回收锌,水解滤渣经还原浸出处理后过滤分离渣、液,得还原浸出液和还原浸出渣,其中还原浸出渣可送至锌沸腾焙烧炉处理产出锌焙砂作为电锌生产原料,还原浸出液经丹宁酸沉锗、钙粉沉铟处理分别从渣中回收锗、铟,而余液再经沉锌处理后送至废水处理站作无害化处理后排放,沉锌处理若得锌渣,至回转窑焙烧作无害化处理,沉锌处理若得碳酸锌,可再返回处理系统的水解除铁步骤用作中和剂。

[0026] 实施例:

[0027] 氧化锌粉回收利用方法,依次包括如下步骤一~步骤七。

[0028] 步骤一、碱洗。

[0029] 目的:将氧化锌粉中氯降至 0.1% 以下,氟降至 0.05% 以下,以满足生产电锌条件。

[0030] 一次碱洗:液固比 4:1,反应过程 pH 值=7~8, t=60℃;

[0031] 二次碱洗:液固比 5:1,反应过程 pH 值=9~10, t=60℃。

[0032] 本碱洗步骤中的液固比也是体积比。

[0033] 碱洗前后氧化锌粉中氯、氟含量见下表 1,表 1 中均表示的是质量百分比。

[0034] 表 1:碱洗前后氧化锌粉中氯、氟含量

试验序号	氧化锌粉		碱洗后氧化锌粉	
	Cl (%)	F (%)	Cl (%)	F (%)
1	0.52	0.09	0.081	0.021
2	0.52	0.09	0.085	0.032
3	0.52	0.09	0.076	0.036
[0035] 4	0.52	0.09	0.079	0.038
5	0.52	0.09	0.089	0.039
6	0.52	0.09	0.075	0.023
7	0.52	0.09	0.079	0.031
8	0.52	0.09	0.086	0.034
9	0.52	0.09	0.091	0.032

[0036] 步骤二、一次酸性浸出,简称一次酸浸。

[0037] 始酸:80~90g/l 硫酸,以“2/3 电解废液+1/3 高浸后液”配制;液固比 6:1, t=65~70℃,反应时间 1h;终点 pH 值=1.5~2.5。

[0038] 一次酸浸液成分见下表 2。

[0039] 表 2:一次酸浸液成分

[0040]

试验序号	终点 pH 值	浸出液成分 (g/l)						锌浸出率 (%)
		Zn	Ge	In	Fe	F	Cl	
1	1.5	118.6	0.062	0.032	3.8	0.051	0.064	90.5
2	1.5	119.3	0.059	0.036	4.2	0.053	0.066	91.2
3	1.5	121.4	0.064	0.038	4.5	0.052	0.063	91.6
4	2.0	121.6	0.059	0.037	4.1	0.050	0.061	91.3
5	2.0	119.8	0.049	0.029	4.2	0.049	0.062	91.1
6	2.0	122.4	0.062	0.033	3.9	0.054	0.059	90.8
7	2.5	123.6	0.058	0.036	3.9	0.054	0.058	91.9
8	2.5	125.4	0.056	0.031	3.8	0.048	0.060	90.9
9	2.5	121.2	0.054	0.029	4.0	0.047	0.057	91.5

[0041] 步骤三、水解除铁,即对一次酸浸液进行氧化除铁。

[0042] 氧化剂:电解阳极泥,双氧水(质量浓度 30%),高锰酸钾;鼓空气降温氧化使一次酸浸液温度降低至 50 ~ 65℃。

[0043] 首先,加入电解阳极泥 2.5g/l,再按溶液中铁量的 2 倍分四次加入双氧水,反应 2h,分析溶液中含铁量,当 Fe^{2+} 仍 $> 0.02g/l$ 时,补加高锰酸钾至溶液中 $Fe^{2+} < 0.02g/l$,然后开始升温至 75 ~ 80℃,逐步加钙粉中和至溶液 pH 值 = 3.5,改用碳酸锌中和至溶液 pH 值 = 4.8 ~ 5.1,反应 30 分钟,测得溶液中 $Fe^{2+} < 0.02g/l$ 时过滤,得水解滤液和水解滤渣。其中水解滤液成分见下表 3。

[0044] 表 3:水解滤液成分(单位:g/l)

成分	Zn	Ge	In	Fe
1	120.6	0.003	0.005	0.013
2	122.8	0.004	0.0048	0.009
3	123.4	0.0031	0.0046	0.011
4	121.6	0.0042	0.0042	0.013
5	124.1	0.0029	0.0041	0.016
6	124.6	0.0045	0.0039	0.015
7	125.3	0.0039	0.0048	0.008
8	126.5	0.0038	0.0051	0.017
9	123.2	0.0041	0.0044	0.0012

[0046] 步骤四、还原浸出。

[0047] 水解滤渣加入硫酸浸出。

[0048] 始酸:60 ~ 80g/l 硫酸,温度 75℃。加入水解滤渣浸出,过程 pH 值控制在 1.0 ~

1.5,加入锌精粉(其中,S:质量浓度 26-30%)还原 Fe^{3+} (按“液中 Fe^{3+} 量的 1.2 倍 = 锌精粉中 S 量”加入锌精粉),反应时间 1 小时,测液中 Fe^{3+} 含量,高于 1g/l 时补加入亚硫酸钠至 Fe^{3+} 降至 0.2g/l 以下,用水解滤渣控制反应终点 pH 值 =2.0 ~ 2.5,然后压滤,滤液用于沉锆,滤液成分见下表 4。

[0049] 表 4:还原浸出液成分(单位:g/l)

分类 编号	Zn	Ge	In	Fe
1	52	0.169	0.121	0.12
2	48	0.182	0.116	0.18
3	46	0.176	0.109	0.15
[0050] 4	44	0.168	0.106	0.12
5	53	0.172	0.112	0.13
6	46	0.183	0.126	0.09
7	49	0.171	0.119	0.11
8	42	0.180	0.106	0.16
9	46	0.191	0.123	0.17

[0051] 步骤五、丹宁酸沉锆。

[0052] 还原浸出液进行丹宁酸沉锆:温度 50-70℃,时间 30 分钟,丹宁酸用量为锆量的 20-30 倍。丹宁酸用量太低,锆沉淀不全,丹宁酸用量过高时,成本费用增加。溶液 pH 值 =2.0 ~ 2.5,丹宁酸经用水浆化后缓慢加入。反应 30 分钟后测溶液中锆含量低于 0.005g/l 时可压滤,滤渣水洗后烘烤即为锆精矿。

[0053] 表 5:沉锆结果表

分类 编号	丹宁酸酸用量	余液中 Ge 含量(g/l)	沉锆率(%)	锆精矿含锆(wt%)
1	21 倍	0.0048	97.6	15.31
2	23 倍	0.0042	98.2	15.62
3	25 倍	0.0032	99.2	15.23
[0054] 4	28 倍	0.0033	99.2	15.16
5	24 倍	0.0041	99.2	15.39
6	26 倍	0.0036	99.2	15.11
7	27 倍	0.0039	99.2	15.82
8	29 倍	0.0038	99.1	15.21
9	30 倍	0.0042	99.2	15.38

[0055] 步骤六、沉钨。

[0056] 沉锆后,余液进入沉铟工序:温度 50-60℃,采用 $\text{CaO}(\text{wt}\%) \geq 80\%$ 的钙粉中和。缓慢加入钙粉,控制终点溶液 pH 值 =4.0 ~ 4.5,反应时间 1h,压滤,铟渣再进行浸出,浸出液萃取,置换,熔铸为粗铟产品。

[0057] 步骤七、沉锌。

[0058] 沉铟后,余液进入沉锌工序:温度 50-60℃,碳铵(碳酸氢氨)加入量为锌量的 2.5 倍。过程中控制溶液 pH 值 =7 ~ 8,反应时间 2h,测液中 Zn 含量 < 0.5g/l 时,压滤,得碳酸锌产品,沉锌后余液至废水处理站,碳酸锌返回氧化锌回收系统中使用。

[0059] 由上可见,一次酸浸后,增加水解除铁步骤,锌与锆、铟等金属分别从滤液和滤渣中回收,不但锌浸出率较现有技术提高,从而锌回收率提高,氧化锌粉所含锆、铟等金属也得到充分的回收,而且丹宁酸不进入锌电解系统,净化难度降低,成本降低,锌电解系统的故障率也降低。

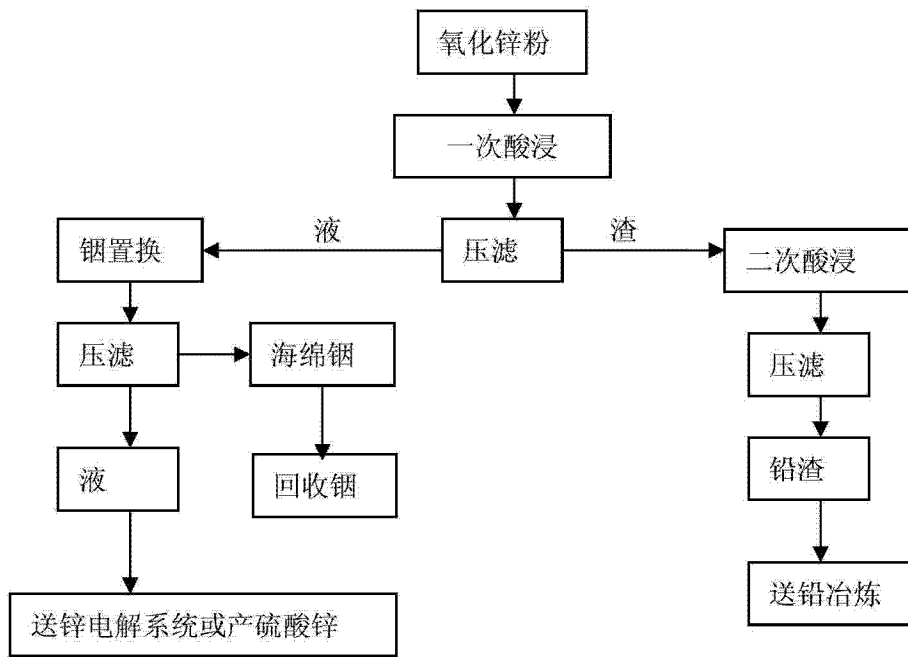


图 1

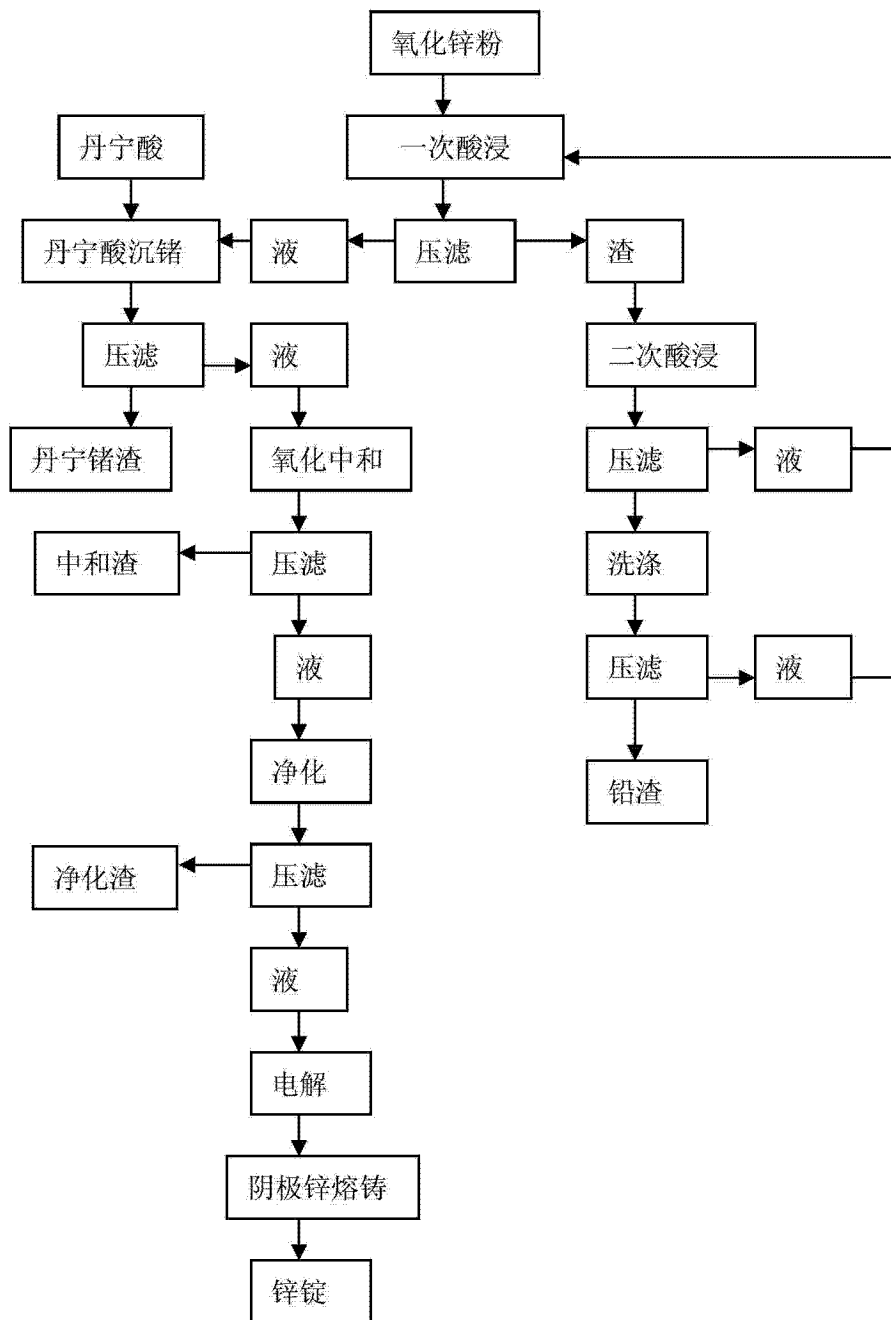


图 2

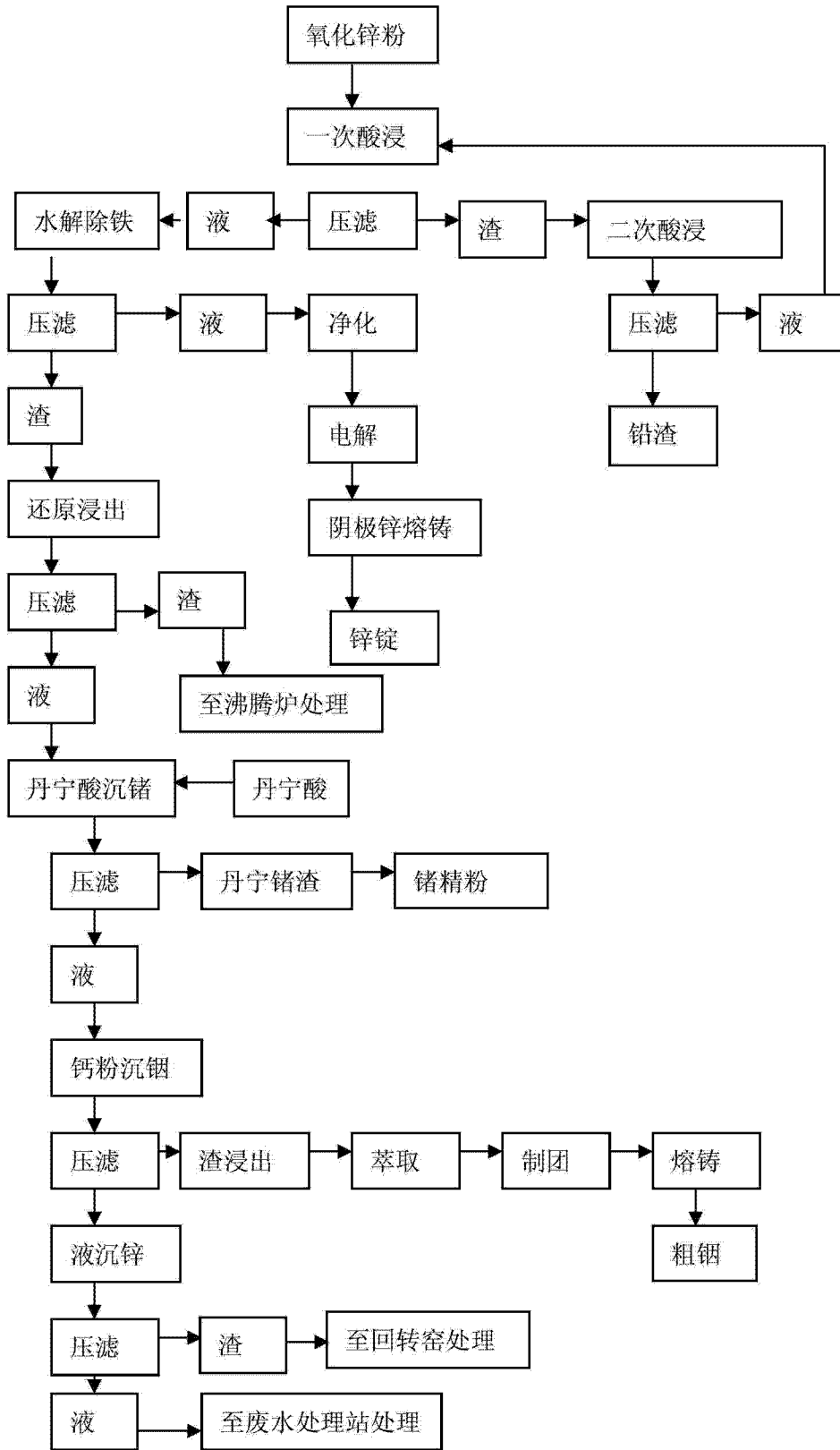


图 3