



(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 109097592 A

(43)申请公布日 2018.12.28

(21)申请号 201811058626.2

(22)申请日 2018.09.11

(71)申请人 江西铜业股份有限公司

地址 330096 江西省南昌市高新区昌东大道7666号

(72)发明人 黄绍勇 邓成虎 孙敬韬 梁柱俊
林文兵 汪琳琪 周佳 周利明
文婷

(74)专利代理机构 北京金智普华知识产权代理
有限公司 11401

代理人 皋吉甫

(51)Int.Cl.

C22B 11/00(2006.01)

C01B 19/02(2006.01)

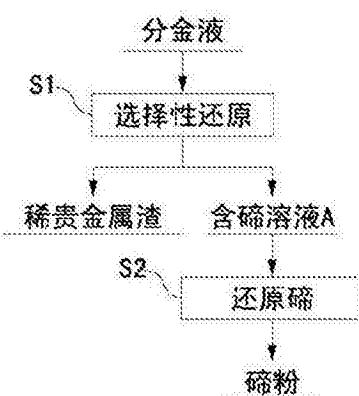
权利要求书2页 说明书7页 附图1页

(54)发明名称

一种从阳极泥分金液中分离回收碲的方法

(57)摘要

本发明属于有色金属湿法冶金技术领域，具体涉及到一种分离回收阳极泥分金液中碲的方法。该方法通过选择性还原使复杂溶液的碲保留在溶液中，然后再以还原方式回收溶液的碲，得到粗碲粉。本发明的优点和产生的积极效果是：本发明提供的一种分离回收阳极泥分金液中碲的方法无需复杂的操作而能够高效分离阳极泥分金液中碲，并实现溶液中碲高效回收；该方法通过选择性还原使复杂溶液的碲保留在溶液中，然后再以还原法方式回收溶液的碲，选择性分离效果好，回收率高。



1. 一种分离回收阳极泥分金液中碲的方法,其特征在于,包括如下步骤:

步骤(1)向阳极泥分金液通入体积浓度为6~12%的二氧化硫气体,在60℃~90℃下进行还原反应,得到含稀贵金属渣和溶液A;

在60℃~90℃温度下,通入体积含量为6%~12%的二氧化硫气体,调节气体通入速度先快后慢,通入总时间控制在180~240min,当溶液中氧化还原电位达到390~420mV时,停止通入二氧化硫并继续搅拌60~90min;

步骤(2)以溶液A为原料,溶液A中加入浓度为100g/L~300 g/L浓度的亚硫酸钠溶液,在60℃~90℃下进行还原反应,经过固液分离后,得到粗碲粉;

在60℃~90℃温度下,向溶液A中加入浓度为100g/L~300 g/L浓度的亚硫酸钠溶液进行还原反应,控制加入速度先快后慢,反应总时间控制在180~240min,当溶液中氧化还原电位达到250~280mV时,停止加入亚硫酸钠溶液继续搅拌60~90min,经固液分离得到粗碲粉;

其中,所述的含二氧化硫气体中,二氧化硫的体积浓度为6~12%,其余为空气。

2. 一种分离回收阳极泥分金液中碲的方法,其特征在于,包括如下步骤:

步骤(1)以阳极泥分金液为原料,向阳极泥分金液中通入体积浓度为6%~12%的二氧化硫气体,在20℃~30℃下进行还原反应,得到粗金粉和溶液B;

在20℃~30℃温度下,向阳极泥分金液中通入体积百分比为6%~12%的二氧化硫气体,加入速度为5ml~15ml/s,反应前20min以15ml/s通气速率进行反应,20min后再以1 ml/min的速率逐渐降低至5ml/s,通入总时间控制在60~90min,当溶液中氧化还原电位达到530mV ~550mV时,停止通入二氧化硫并继续搅拌60min~120min;

步骤(2)以溶液B为原料,向溶液B中通入体积浓度为6~12%的二氧化硫气体,在60℃~90℃下进行还原反应,经过固液分离后,得到铂钯精矿和溶液C;

在60℃~90℃温度下,向溶液B中通入体积含量为6%~12%的二氧化硫气体,调节气体通入速度先快后慢,通入总时间控制在180~240min,当溶液中氧化还原电位达到390~420mV时,停止通入二氧化硫并继续搅拌60~90min;

步骤(3)以溶液C为原料,溶液C中加入浓度为100g/L~300 g/L浓度的亚硫酸钠溶液,在60℃~90℃下进行还原反应,经过固液分离后,得到粗碲粉;

在60℃~90℃温度下,向溶液C中加入浓度为100g/L~300 g/L浓度的亚硫酸钠溶液进行还原反应,控制加入速度先快后慢,反应前60min加入速度为3L/min,60min后以2 L/h的速度降低至1 L/min,反应总时间控制在180~240min,当溶液中氧化还原电位达到250~280mV时,停止加入亚硫酸钠溶液继续搅拌60~90min,经固液分离得到粗碲粉;

其中,所述的含二氧化硫气体中,二氧化硫的体积浓度为6~12%,其余为空气。

3. 根据权利要求1或2所述的方法,其特征在于,所述的阳极泥分金液中Cl⁻的浓度为50000~80000 mg/L。

4. 根据权利要求1所述的方法,其特征在于,所述步骤(1)中二氧化硫气体通入速率为:反应前60min以200ml/s,60min后再以2ml/min的速率逐渐降低至80ml/s。

5. 根据权利要求1所述的方法,其特征在于,所述步骤(2)中亚硫酸钠溶液的加入速度为反应前60min加入速度为3L/min,60min后以2 L/h的速度降低至1 L/min。

6. 根据权利要求2所述的方法,其特征在于,所述步骤(1)中二氧化硫气体通入速率

为:反应前20min以15ml/s通气速率进行反应,20min后再以1 ml/min的速率逐渐降低至5ml/s。

7.根据权利要求2所述的方法,其特征在于,所述步骤(2)中二氧化硫气体通入速率为:反应前60min以200ml/s最佳,60min后再以2ml/min的速率逐渐降低至80ml/s。

8.根据权利要求2所述的方法,其特征在于,所述步骤(3)中亚硫酸钠溶液的加入速度为反应前60min加入速度为3L/min,60min后以2 L/h的速度降低至1 L/min。

一种从阳极泥分金液中分离回收碲的方法

技术领域

[0001] 本发明属于有色金属湿法冶金技术领域,具体涉及到一种分离回收阳极泥分金液中碲的方法。

背景技术

[0002] 碲(Te)属于稀散金属元素,随着宇航、原子能、电子工业等领域对包括碲在内的稀散金属的需求与日俱增,使得碲已经成为电子计算机、通讯及宇航开发、能源、医药卫生所需新材料的支撑材料,被誉为“现代工业、国防与尖端技术的维生素”、“当代高技术新材料的支撑材料”。

[0003] 碲主要伴生在铜、铅等的矿物中,因此,碲的生产主要在铜、铅等重金属冶炼过程中综合回收,特别是铜冶炼过程中综合回收碲。重金属冶炼过程中综合回收碲几乎全都采用湿法工艺,即将重金属冶炼过程中产出的富含碲的中间物料进行浸出,使碲进入溶液,然后从溶液中分离回收碲。

[0004] 含碲中间物料的浸出一般采用盐酸浸出或硫酸浸出,由于碲与铜矿物伴生,因此这些含碲中间物料通常含有较高的铜,在浸出时铜与碲一起进入溶液,形成含铜、碲的氯化物混合溶液或硫酸混合溶液。对于该混合溶液,工业上一般采用铜粉还原沉淀碲,得到主要成分为碲化铜的铜碲渣,铜碲渣含碲一般只有10%~30%,需要对铜碲渣进行再浸出、再分离,工艺复杂,成本高。另外,含碲中间物料的浸出还可以得到含碲的碱性或酸性溶液,以中和的方法得到二氧化碲,实现碲的回收。中和法由于碲的沉淀率低,一般只有75%左右,所得二氧化碲成分复杂,后续处理中碲也难以被高效浸出,因此,其回收碲的效果并不是十分理想。

[0005] 近年来,越来越倾向于采用还原法来回收溶液中的碲,通过往含碲的酸性溶液中加入还原剂,使溶液中的碲以单质碲的形式沉淀出来,得到粗碲粉。该方法碲回收率较高,适应性强,操作简便。尽管如此,回收碲的对象通常都是从含有铜与碲或金铂钯硒与碲形成的多金属复杂混合溶液,通过还原回收碲的方法,必需考虑如何从复杂溶液中实现碲与其它成分的高效分离。例如,专利文献CN102219193A公开了一种铜碲溶液中分离回收碲的方法,采用电积脱铜、二氧化硫或亚硫酸盐还原沉淀的工艺,从含铜碲的混合溶液中分离回收碲。该方法适合从含铜高、含碲低的溶液中分离回收碲。

[0006] 用湿法冶炼工艺处理含碲的中间物料时,物料中的金、铂、钯、硒还可以与碲形成混合溶液,即稀贵金属溶液。通常采用二氧化硫或亚硫酸钠还原,使碲与金铂钯硒等金属共同进入渣中,得到铂钯精矿(稀贵金属渣),再从稀贵金属渣中分离出金铂钯硒等金属,最后得到含碲的溶液以二氧化硫还原或中和的方式回收碲。例如,专利文献CN101928834A公开了一种从溶液中回收稀贵金属的方法,采用二氧化硫直接还原法从溶液中回收稀贵金属。即,含稀贵金属的溶液加入含Cl⁻的化合物,在加热条件下通入二氧化硫反应一定时间后过滤得到稀贵金属渣;用亚硫酸钠溶液浸出分离硒;用硫酸和双氧水混合溶液浸出分硒渣,得到贵金属精矿和含碲溶液;在含碲溶液中,加入含Cl⁻的化合物,通入二氧化硫还原过滤得

到碲粉。又如，专利文献CN105905874A公开了一种从阳极泥中回收碲的方法，将阳极泥经硫酸盐化焙烧、酸浸分铜、氯化浸出等工序，得到稀贵金属溶液；溶液经亚硫酸钠还原分离金；再在溶液中添加氯化钠后，以亚硫酸钠还原得到铂钯精矿；铂钯精矿经氧化浸出分离出铂钯，再用氢氧化钠浸出、硫酸中和的方式得到二氧化碲，最后还原二氧化碲得到单质碲。上述方法实质上是通过还原的方式先将溶液中的碲富集，经再浸出、再分离的方式回收碲，存在适用于含碲浓度低的复杂混合溶液以及工艺复杂的问题。

[0007] 专利文献CN105779765A公开了一种将氯化浸出液中稀贵金属分离与回收的方法，以稀贵金属物料的氯化浸出液为原液，用不含重金属元素的物质为还原剂，通过控制氧化还原电位对原液进行选择性还原，分步地将溶液中的稀贵金属转变成单质并沉淀出来，形成各类稀贵精矿。该方法仍存在适用于含碲浓度低的复杂混合溶液，碲浓度变化后选择性分离效果差的问题。

发明内容

[0008] 在重金属冶炼过程中产出的富含碲的中间物料进行浸出，使碲进入溶液，然后从溶液中分离回收碲的过程中，碲与其它稀贵金属形成复杂混合溶液，例如，阳极泥分金液。通常采用二氧化硫(亚硫酸钠)还原的方法分离回收溶液中的碲。但是，这种方法适用于碲浓度低的溶液，需先将溶液中的碲富集，再将富集物进行再浸出、再分离才能回收碲。在采用控制溶液还原反应终点电位的方式，对于含碲浓度高的复杂稀贵金属溶液，则难以实现碲的选择性分离回收。鉴于上述情况，本发明的目的在于提供一种无需复杂的操作而能够高效分离阳极泥分金液中碲的方法，并实现溶液中碲高效回收。

[0009] 本发明的技术方案为：一种分离回收阳极泥分金液中碲的方法，该方法包括如下步骤：

步骤(1)向阳极泥分金液通入体积浓度为6~12%的二氧化硫气体，在60℃~90℃下进行还原反应，得到含稀贵金属渣和溶液A；

在60℃~90℃温度下，通入体积含量为6%~12%的二氧化硫气体，调节气体通入速度先快后慢，通入总时间控制在180~240min，当溶液中氧化还原电位达到390~420mV时，停止通入二氧化硫并继续搅拌60~90min；

步骤(2)以溶液A为原料，溶液A中加入浓度为100g/L~300 g/L浓度的亚硫酸钠溶液，在60℃~90℃下进行还原反应，经过固液分离后，得到粗碲粉；

在60℃~90℃温度下，向溶液A中加入浓度为100g/L~300 g/L浓度的亚硫酸钠溶液进行还原反应，控制加入速度先快后慢，反应总时间控制在180~240min，当溶液中氧化还原电位达到250~280mV时，停止加入亚硫酸钠溶液继续搅拌60~90min，经固液分离得到粗碲粉；

其中，所述的含二氧化硫气体中，二氧化硫的体积浓度为6~12%，其余为空气。

[0010] 进一步，所述步骤1中二氧化硫气体通入速率为：反应前60min以200ml/s，60min后再以2ml/min的速率逐渐降低至80ml/s。

[0011] 进一步，所述步骤2中亚硫酸钠溶液的加入速度为反应前60min加入速度为3L/min，60min后以2 L/h的速度降低至1 L/min。

[0012] 进一步，该方法还可包括如下步骤：

步骤(1)以阳极泥分金液为原料,向阳极泥分金液中通入体积浓度为6%~12%的二氧化硫气体,在20℃~30℃下进行还原反应,得到粗金粉和溶液B;

在20℃~30℃温度下,向阳极泥分金液中通入体积百分比为6%~12%的二氧化硫气体,加入速度为5ml~15ml/s,反应前20min以15ml/s通气速率进行反应,20min后再以1 ml/min的速率逐渐降低至5ml/s,通入总时间控制在60~90min,当溶液中氧化还原电位达到530mV~550mV时,停止通入二氧化硫并继续搅拌60min~120min;

步骤(2)以溶液B为原料,向溶液B中通入体积浓度为6~12%的二氧化硫气体,在60℃~90℃下进行还原反应,经过固液分离后,得到铂钯精矿和溶液C;

在60℃~90℃温度下,向溶液B中通入体积含量为6%~12%的二氧化硫气体,调节气体通入速度先快后慢,通入总时间控制在180~240min,当溶液中氧化还原电位达到390~420mV时,停止通入二氧化硫并继续搅拌60~90min;

步骤(3)以溶液C为原料,溶液C中加入浓度为100g/L~300 g/L浓度的亚硫酸钠溶液,在60℃~90℃下进行还原反应,经过固液分离后,得到粗碲粉;

在60℃~90℃温度下,向溶液C中加入浓度为100g/L~300 g/L浓度的亚硫酸钠溶液进行还原反应,控制加入速度先快后慢,反应总时间控制在180~240min,当溶液中氧化还原电位达到250~280mV时,停止加入亚硫酸钠溶液继续搅拌60~90min,经固液分离得到粗碲粉;

其中,所述的含二氧化硫气体中,二氧化硫的体积浓度为6~12%,其余为空气。

[0013] 进一步,所述步骤1中二氧化硫气体通入速率为:反应前20min以15ml/s通气速率进行反应,20min后再以1 ml/min的速率逐渐降低至5ml/s。

[0014] 进一步,所述步骤2中二氧化硫气体通入速率为:反应前60min以200ml/s最佳,60min后再以2ml/min的速率逐渐降低至80ml/s。

[0015] 进一步,所述步骤3中亚硫酸钠溶液的加入速度为反应前60min加入速度为3L/min,60min后以2 L/h的速度降低至1 L/min。

[0016] 进一步,所述的阳极泥分金液中Cl⁻的浓度为50000~80000 mg/L。

[0017] 与现有技术相比,本发明的优点和产生的积极效果是:本发明提供的一种分离回收阳极泥分金液中碲的方法无需复杂的操作而能够高效分离阳极泥分金液中碲,并实现溶液中碲高效回收。本发明的方法通过选择性还原使复杂溶液的碲保留在溶液中,然后再以还原法方式回收溶液的碲,选择性分离效果好,回收率高。

附图说明

[0018] 图1为本发明的实施例的工艺流程图。

[0019] 图2为本发明的另一个实施例的工艺流程图。

具体实施方式

[0020] 下面结合附图和具体实施例对本发明的技术方案做进一步说明。

[0021] 在碲与其它稀贵金属形成复杂混合溶液中,通过还原法或控制电位还原法回收溶液中的碲的过程中,碲容易与稀贵金属共同还原,致使还原过程难以实现碲的选择性分离。申请人经过大量的研究发现,如果采用低浓度的二氧化硫气体为还原剂进行控制电位还

原,就可以使溶液中的金铂钯先还原而分离出去,而碲仍然保留在溶液中,从而可以实现碲与金铂钯的高效选择性分离。

[0022] 图1示例出本发明提供的一种分离回收阳极泥分金液中碲的方法,包括如下步骤:S1,向阳极泥分金液通入二氧化硫气体,在60~90℃进行还原反应,经过固液分离后,得到含金铂钯的稀贵金属渣和含碲的混合溶液A;S2,含碲的混合溶液A加入还原剂亚硫酸钠进行还原反应,经过固液分离后,得到粗碲粉。

[0023] 图2示例出本发明提供的一种分离回收阳极泥分金液中碲的方法,包括如下步骤:S11,向阳极泥分金液中通入二氧化硫气体,在20~30℃下进行还原反应,经过固液分离后,得到粗金粉和含铂钯碲的混合溶液B;S12,向含铂钯碲的混合溶液B中通入二氧化硫气体,在60~90℃下进行还原反应,经过固液分离后,得到铂钯精矿和含碲的混合溶液C;S20,含碲的混合溶液C加入还原剂进行还原反应,经过固液分离后,得到粗碲粉。

[0024] 上述的二氧化硫气体中,二氧化硫的体积比为6~12%,其余为空气。

[0025] 本发明中,作为处理对象的阳极泥分金液来源于阳极泥处理过程中的含碲物料(如铜阳极泥分铜渣)氯化浸出得到溶液。阳极泥经硫酸化焙烧、硫酸分铜步骤处理后得到的分铜渣,再经氯化浸出,即得到阳极泥分金液。其中,分金液中含有H⁺为1600~2500 mg/L,还含有50000~80000 mg/L的Cl⁻。另外,阳极泥分金液中金属成分为含有15000~30000 mg/L的Te,以及1000~3000 mg/L的Au、10~50 mg/L的Pt、50~300 mg/L的Pd,以及少量的铜、铋等。

[0026] 本发明中,在60~90℃的较高温度下,向阳极泥分金液中通入二氧化硫气体,进行还原反应,使溶液中的金铂钯得到充分还原,而碲仍然保留在溶液中,从而实现碲与金铂钯金属的高效分离。其中,反应温度为60~90℃,优选为70~80℃,气体通入速度反应前60min优选200ml/s,120min后气体通入速度优选80ml/s,金铂钯还原可以充分进行,其回收率效果好,碲保留在溶液A中;另外,二氧化硫气体的用量可以以溶液中氧化还原电位来确定,即当溶液中的氧化还原电位稳定在390~430 mV范围时,停止通入二氧化硫并继续搅拌60~120min后,进行固液分离。这样,一方面金铂钯还原充分,得到的溶液A中金铂钯含量小于1mg/L;另一方面可以减少碲因还原进入渣中的损失,提高选择性分离效果。

[0027] 然后溶液A,用亚硫酸钠在60~90℃,在60~90℃的较高温度下,加入过量的亚硫酸钠,碲还原充分,还原后溶液中的碲含量低,碲回收率高。其中,反应温度60℃~90℃,优选为70~80℃,亚硫酸钠溶液浓度为180~200g/L,亚硫酸钠溶液加入速度先快后慢,前60min加入速度优选3L/min,120min加入速度优选1 L/min,碲可以充分还原,还原后溶液中的碲含量<0.1g/L;另外,亚硫酸钠溶液用量可以以溶液中氧化还原电位来确定,即当溶液中的氧化还原电位稳定在250~280 mV范围时,停止加入亚硫酸钠溶液继续搅拌60~90min,进行固液分离。

[0028] 本发明中,还可以先向阳极泥分金液中通入二氧化硫气体,在20~30℃下进行还原反应,使溶液中的金得到优先还原。其中,气体通入速度反应前20min优选15ml/s,30min后气体通入速度优选5ml/s,金还原可以充分进行,其回收率效果好,铂钯碲保留在溶液A中;另外,二氧化硫气体的用量可以以溶液中氧化还原电位来确定,即当溶液中的氧化还原电位稳定在530~550mV范围时,停止通入二氧化硫并继续搅拌60~120min后,进行固液分离得到粗金粉。这样,一方面金还原充分,得到的溶液B中金含量小于1mg/L;另一方面可以

减少铂钯碲因还原进入渣中的损失,提高选择性分离效果。

[0029] 溶液B在60~90℃下通入二氧化硫气体再次还原,得到铂钯精矿,而碲仍然保留在溶液C中,从而实现碲与金、碲与铂钯金属的高效分离。其中,反应温度为60~90℃,优选为70~80℃,气体通入速度反应前60min优选200ml/min,120min后气体通入速度优选80ml/min,铂钯还原可以充分进行,其回收率效果好,碲保留在溶液C中;另外,二氧化硫气体的用量可以以溶液中氧化还原电位来确定,即当溶液中的氧化还原电位稳定在390~420mV范围时,停止通入二氧化硫并继续搅拌60~120min后,进行固液分离得到铂钯精矿以及含有碲的混合溶液C。这样,一方面铂钯还原充分,得到的溶液C中铂钯含量小于1mg/L;另一方面,碲仍然保留在溶液C中,从而实现碲与金、碲与铂钯金属的高效分离,减少碲因还原进入渣中的损失,提高选择性分离效果。

[0030] 溶液C用亚硫酸钠在60~90℃,在60~90℃的较高温度下,加入过量的亚硫酸钠,碲还原充分,还原后溶液中的碲含量低,碲回收率高。其中,反应温度60℃~90℃,优选为70~80℃,亚硫酸钠溶液浓度优选180~200g/L,亚硫酸钠溶液加入速度先快后慢,前60min加入速度优选3L/min,120min加入速度优选1 L/min,碲可以充分还原,还原后溶液中的碲含量<0.1g/L;另外,亚硫酸钠溶液用量可以以溶液中氧化还原电位来确定,即当溶液中的氧化还原电位稳定在250~280 mV范围时,停止加入亚硫酸钠溶液继续搅拌60~90min,进行固液分离。

[0031] 需要说明的是,本发明中氧化还原电位为测定基准电极使用银-氯化银电极、插入到水性溶液中的基准电极和金属电极的电位差而得到的值(mV)。

[0032] 实施例(1~3):

(1)向阳极泥分金液通入体积浓度为6~12%的二氧化硫气体,在60~90℃下进行还原反应,待溶液氧化还原电位稳定在在400~450 mV范围时,停止通入二氧化硫并继续搅拌60~120min,经过固液分离后,得到含金铂钯的稀贵金属渣和含碲溶液A;(2)含碲溶液A加入还原剂亚硫酸钠进行还原反应,经过固液分离后,得到粗碲粉。实施例1~3结果见表1。

[0033] 表1

步骤		指 标	单 位	实施例 1	实施例 2	实施例 3	比较例 1	比较例 2
	分金液	Cl ⁻	g/L	53.42	63.61	75.49	114.17	80.30
		Te	g/L	19.28	15.58	17.82	18.35	18.35
S1	反应条件	温 度	℃	60	73	80	60	60
		ORP	mV	390	400	420	600	600
	含碲溶液 A	Te	g/L	18.65	14.82	17.16	3.61	6.14
S2	粗碲粉	Te	wt%	92.12%	90.97%	91.30%	-	-

比较例(1~2)：

向阳极泥分金液加入还原剂亚硫酸钠,在60℃下进行还原反应,待溶液氧化还原电位稳定在600mV时,继续搅拌60min,经过固液分离后,得到合金铂钯的稀贵金属渣和含碲溶液。结果见表1。

[0034] 实施例(4~6)：

(1)向阳极泥分金液中通入体积浓度为6~12%的二氧化硫气体,在20~30℃下进行还原反应,待溶液氧化还原电位稳定在550~600 mV范围时,停止通入二氧化硫并继续搅拌30~60min,经过固液分离后,得到粗金粉和含碲溶液B;(2)向含碲溶液B中通入体积浓度为6~12%的二氧化硫气体,在60~90℃下进行还原反应,当溶液B的氧化还原电位稳定在400~450 mV范围时,停止通入二氧化硫并继续搅拌60~120min,经过固液分离后,得到铂钯精矿和含碲溶液C;(3)含碲铜溶液C加入还原剂亚硫酸钠进行还原反应,经过固液分离后,得到粗碲粉。实施例4~6结果见表2。

[0035] 表2

步骤		指标	单位	实施例 4	实施例 5	实施例 6
	分金液	C1 ⁻	g/L	54.82	65.46	78.78
		Te	g/L	16.64	20.44	16.61
S11	反应条件	温度	℃	30	25	20
		ORP	mV	540	530	550
	含碲溶液 B	Te	g/L	16.73	20.40	17.31
S12	反应条件	温度	℃	79	78	80
		ORP	mV	390	410	420
	含碲溶液 C	Te	g/L	16.25	20.17	16.61
S20	粗碲粉	Te	wt%	90.85%	92.30%	91.50%

从本发明实施例1~6和对比例1~2可以看出，本发明分金液中的碲可以选择性还原，而碲却不被还原保留在溶液中，固液分离后，再经过还原即可得到含碲量大于90%的高品位粗碲粉。根据本发明实施例，碲被还原进入其它物料的金属量低于5%。远远优于对比例，说明本发明的方法的选择性更好。

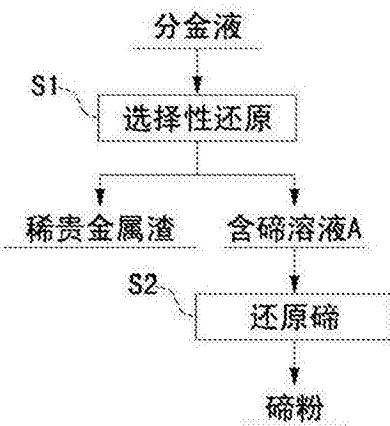


图1

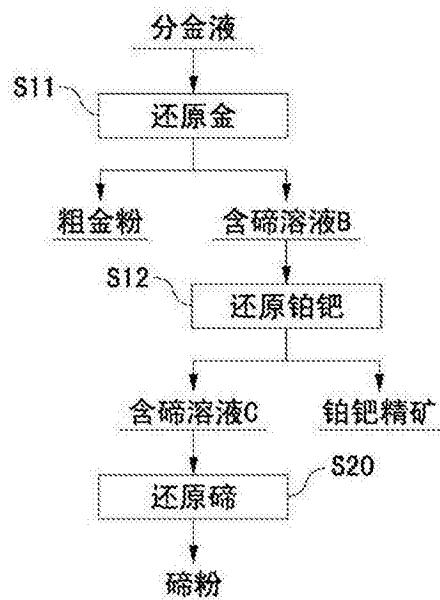


图2