



(12) 发明专利

(10) 授权公告号 CN 103614545 B

(45) 授权公告日 2015.02.25

(21) 申请号 201310594468.3

B03C 1/02(2006.01)

(22) 申请日 2013.11.22

审查员 王梦嶝

(73) 专利权人 中南大学

地址 410083 湖南省长沙市岳麓区麓山南路
932 号

(72) 发明人 孙伟 韩海生 刘文莉 唐鸿鹄

(74) 专利代理机构 长沙市融智专利事务所
43114

代理人 魏娟

(51) Int. Cl.

C22B 1/02(2006.01)

C22B 3/04(2006.01)

C22B 7/00(2006.01)

C22B 34/36(2006.01)

C22B 47/00(2006.01)

C22B 34/24(2006.01)

权利要求书1页 说明书10页

(54) 发明名称

一种低品位钨精矿、钨渣的处理方法

(57) 摘要

本发明公开了一种低品位钨精矿、钨渣的处理方法,该方法是将低品位钨精矿或钨渣与煤粉及还原焙烧强化剂混合后,进行还原焙烧;还原焙烧所得产物经研磨后进行中性浸出,得到钨酸盐溶液和浸出渣,浸出渣采用磁场进行磁选分离,得到精铁矿和有价金属尾矿;有价金属尾矿依次经稀盐酸脱硅、浓盐酸浸出锰后,再用氢氟酸浸出钽和铌,制备出钽和铌产品;该方法有效地将低品位钨精矿、钨渣中难以提取的有价元素(钨、铁、铜、锰、铋、钴、钽、铌等)的高效富集和分离回收,从而实现低品位钨精矿或钨渣中有价元素的资源化综合利用;且该方法采用的设备简单,流程短,操作简便,经济可靠,有利于工业化生产。

1. 一种低品位钨精矿、钨渣的处理方法,其特征在于,将低品位钨精矿或钨渣与煤粉按质量比3~5:1混合,再加入低品位钨精矿或钨渣和煤粉总质量10~20%的还原焙烧强化剂后,置于800~900℃环境中,还原焙烧30~60min;还原焙烧所得产物经研磨后进行中性浸出,得到钨酸盐溶液和浸出渣,浸出渣采用磁场进行磁选分离,得到精铁矿和有价金属尾矿;所述有价金属尾矿依次经稀盐酸脱硅、浓盐酸浸出锰后,再用氢氟酸浸出钽和铌,制备出钽和铌产品;所述的还原焙烧强化剂为氧化钙、方解石、氢氧化钠、硝酸钾、硫酸钾、过氧化钠、过氧化钾、碳酸钠、碳酸氢钠、硝酸钠、硫酸钠、亚硫酸钠、腐殖酸钠、羧甲基纤维素钠中的一种或几种。

2. 如权利要求1所述的处理方法,其特征在于,所述的中性浸出是在40~50℃,浸出15~30min,其中,固液体积比为1:5~8。

3. 如权利要求1所述的处理方法,其特征在于,所述的磁场强度为300~500GS。

4. 如权利要求1所述的处理方法,其特征在于,所述的稀盐酸脱硅工艺参数为:稀盐酸质量浓度为5~8%,浸出时间10~15min。

5. 如权利要求1所述的处理方法,其特征在于,所述的浓盐酸浸出锰工艺参数为:浓盐酸的质量浓度为20~25%,浸出时间10~15min;浓盐酸用量为理论摩尔用量的1.1~1.2倍。

6. 如权利要求1所述的处理方法,其特征在于,所述的氢氟酸浸出钽和铌的工艺参数为:HF酸质量百分比浓度为35~40%,HF酸的用量为理论摩尔用量的1.1~1.2倍,浸出时间为1.5~2h,浸出温度不低于60℃。

7. 如权利要求1所述的处理方法,其特征在于,所述的研磨直到-0.074mm颗粒含量不少于70%。

8. 如权利要求1所述的处理方法,其特征在于,所述的有价金属尾矿为主要含锰、铜、锌、铋、钴、钽、铌在内的混合矿物。

9. 如权利要求1~8任一项所述的处理方法,其特征在于,所述的低品位钨精矿或钨渣中含钨物相为黑钨矿、白钨矿、钨华、铁钨华、含钨褐铁矿或含钨褐锰矿中一种或几种。

一种低品位钨精矿、钨渣的处理方法

技术领域

[0001] 本发明涉及一种低品位钨精矿、钨渣处理方法,具体涉及一种高效提取低品位钨精矿、钨渣中钨元素,综合回收铁、锰、铜、铋、钴钽、铌等有价金属元素的新方法,属于资源综合利用领域。

背景技术

[0002] 我国钨矿资源丰富在世界上长期保持优势地位,目前是世界最大的钨生产国、消费国和供应国。国外主要开发白钨矿,中国长期以来主要开采黑钨矿资源,黑钨矿矿床多为急倾斜薄矿脉,具有质量好、易采、易选的优势,且相对集中于华南地区,便于开发利用。但经过上百年的开采,黑钨矿资源日渐减少、入选品位逐年下降。随着白钨矿、混合矿选矿技术的发展,中国逐步展开了对白钨矿及混合矿资源的开发利用,极大促进了我国钨产业的发展。

[0003] 由于钨行业的盲目扩张、民企的乱采滥挖、新建钨冶炼企业的大量上马,造成钨矿资源的掠夺式开采,使我国钨矿资源优势正在逐步消失,资源危机凸显。目前随着钨资源越来越复杂难选,各类高杂质、低品位钨矿原料将成为今后钨冶炼企业原料处理的主体。此外,随着国家鼓励发展循环经济,以及企业自身对于发展竞争和综合利用的需求,各类钨冶炼废渣的回收利用也会越来越受到各企业的重视。目前,工业上对低品位钨矿($WO_3 \leq 20\%$)的处理方法多采用与处理精矿相同的分解工艺,不能深度提取钨矿中的钨,因此探索一种简洁可行的复杂低品位钨矿和钨渣综合处理工艺,对钨冶炼企业获得良好的经济效益、社会效益和环境效益,延长我国钨资源的使用年限,缓解钨资源供应的短缺,减少废弃物的排放等都具有重大意义。但是,由于冶炼过程改变了矿物的物理结构或某些组分的化学形态,钨渣很难用选矿方法进行回收,而采用传统的湿法、火法或湿法-火法联用等技术回收其中有价金属时又存在回收成本高、经济效益差等问题,从而

[0004] 导致钨渣的综合利用率不高而大量自然堆置,不仅造成了严重的环境污染,还使大量的有价金属资源得不到合理利用,造成钨资源的浪费和流失。

[0005] 目前,对钨渣的综合回收利用主要在两个方面:一是回收其中的有价金属。二是将钨渣作为矿物原料生产耐磨材料等新型材料。钨渣中含有一定的有价金属元素,如W、Fe、Mn、Nb、Ta等,充分回收它们,可以变废为宝,提高资源的综合利用率。减少对环境的污染,具有广泛的社会效益、经济效益和环境效益。目前,钨渣中有价金属元素的回收主要采用选矿、湿法冶金、火法冶金等技术,虽然在一定程度上提高了钨产量,但是还存在能耗高等局限性。钨渣中含有W、Mn、Nb、Ti等重要合金元素。其中W、Nb、Ti、Cr与C亲和力较大,常与C结合形成相应碳化物,它们熔点均很高, W_2C 为 $2750^\circ C$,WC为 $2600^\circ C$,NbC为 $3608^\circ C$, Cr_2C_3 为 $2800^\circ C$,TaC为 $4150^\circ C$ 。在铁液结晶过程中,这些高熔点的碳化物通常起外来结晶核心作用,常能细化一次结晶组织。而通常磨球、衬板等耐磨件是在干磨擦条件下工作,其主要失效形式是磨料磨损。因此,钨渣可以用来生产耐磨球等耐磨材料,提高耐磨件的寿命。与镍硬铸铁和高铬铸铁磨球相比,具有生产工艺简便、成本低、材料来源广泛等优点。钨渣微

晶玻璃是以钨渣为主要原料,加以适量辅助原料和晶核剂,经过热处理晶化得到的。它性能良好,与普通微晶玻璃相比具有成本低、环境污染小等优点,同时为钨渣的回收利用开辟了一条新途径,具有广泛的应用前景。但该方法的着眼点在于消化废渣,对于其中的残余钨元素的综合回收利用问题未作考虑。

[0006] 因此,有针对性的开发一种对含低品位钨精矿、钨渣等钨资源综合利用行之有效的新方法,使环境效益、经济效益和社会效益相统一,对于我国钨产业的发展、国民经济的发展具有重要的现实意义。

发明内容

[0007] 本发明针对现有技术中很难实现低品位钨精矿、钨渣等钨资源及其它有价资源的综合利用,目的是在于提供一种流程简单,操作简便,经济实用,且能有效实现低品位钨精矿、钨渣等中有价元素的高效富集和选择性分离的方法,该方法有效提高了低品位钨精矿、钨渣等资源的综合利用效率。

[0008] 本发明提供了一种低品位钨精矿、钨渣的处理方法,该处理方法是将低品位钨精矿或钨渣与煤粉按质量比 3 ~ 5:1 混合,再加入含钨褐铁精矿和煤粉总质量 10 ~ 20% 的还原焙烧强化剂后,置于 800 ~ 900℃ 环境中,还原焙烧 30 ~ 60min;还原焙烧所得产物经研磨后进行中性浸出,得到钨酸盐溶液和浸出渣,浸出渣采用磁场进行磁选分离,得到精铁矿和有价金属尾矿;所述有价金属尾矿依次经稀盐酸脱硅、浓盐酸浸出锰后,再用氢氟酸浸出钽和铌,制备出钽和铌产品;所述的还原焙烧强化剂为氧化钙、方解石、氢氧化钠、硝酸钾、硫酸钾、过氧化钠、过氧化钾、碳酸钠、碳酸氢钠、硝酸钠、硫酸钠、亚硫酸钠、腐殖酸钠、羧甲基纤维素钠中的一种或几种。

[0009] 所述的低品位钨精矿或钨渣含钨 1 ~ 20wt%,含铁 10 ~ 40wt%。

[0010] 所述的中性浸出是在 40 ~ 50℃,浸出 15 ~ 30min,其中,固液体积比为 1:5 ~ 8。

[0011] 所述的磁场强度为 300 ~ 500GS。

[0012] 所述的稀盐酸脱硅工艺参数为:稀盐酸质量浓度为 5 ~ 8%,浸出时间 10 ~ 15min。

[0013] 所述的浓盐酸浸出锰工艺参数为:浓盐酸质量浓度为 20 ~ 25%,浸出时间 10 ~ 15min;浓盐酸用量为理论摩尔用量的 1.1 ~ 1.2 倍。

[0014] 所述的氢氟酸浸出钽和铌的工艺参数为:HF 酸浓度为 35 ~ 40%,HF 酸的用量为理论摩尔用量的 1.1 ~ 1.2 倍,浸出时间为 1.5 ~ 2h,浸出温度不低于 60℃。

[0015] 所述的研磨直到 -0.074mm (通过 200 目筛以下的物料)颗粒含量不少于 70%。

[0016] 所述的有价金属尾矿为主要含锰、铜、锌、铋、钴、钽、铌在内的混合矿物。

[0017] 所述的低品位钨精矿或钨渣中含钨物相为黑钨矿、白钨矿、钨华、铁钨华、含钨褐铁矿或含钨褐锰矿中一种或几种。

[0018] 本发明的低品位钨精矿、钨渣的处理方法,包括以下步骤:

[0019] 第一步:还原强化焙烧

[0020] 将低品位钨精矿或钨渣(含钨 1 ~ 20wt%,含铁 10 ~ 40wt%)与煤粉按 3 ~ 5:1 的比例混合均匀,并加入低品位钨精矿或钨渣和煤粉总质量 10 ~ 20% 的还原焙烧强化剂(如氧化钙、方解石、氢氧化钠、硝酸钾、硫酸钾、过氧化钾、过氧化钠、碳酸钠、碳酸氢钠、硝酸钠、硫酸钠、亚硫酸钠、腐殖酸钠、羧甲基纤维素钠等中的一种或几种),进一步混合均匀;将

得到的混合物至于温度为 800 ~ 900℃ 的焙烧炉(回转窑、竖炉、沸腾炉、马弗炉)中还原焙烧 30 ~ 60min;

[0021] 第二步:中性浸出

[0022] 将第一步焙烧所得的产品经磨机研磨至 -0.074mm 颗粒占 70%,按固液体积比 1:5 ~ 8 进行中性浸出,浸出温度 40 ~ 50℃,浸出时间 15 ~ 30min,所得液体即为钨酸盐溶液,固体为浸出渣;

[0023] 第三步:磁选分离

[0024] 将第二步所得浸出渣在 300 ~ 500GS 磁场中进行磁选分离,所得精矿为铁精矿,所得尾矿为富含锰、铜、锌、铋、钴、钽、铌等有价元素的混合产品;

[0025] 第四步:制备钽和铌产品

[0026] 第三步的尾矿进行稀盐酸脱硅(稀盐酸质量浓度为 5 ~ 8%,浸出时间 10 ~ 15min),浓盐酸浸出提取锰(浓盐酸质量浓度为 20 ~ 25%,浸出时间 10 ~ 15min;浓盐酸用量为理论摩尔用量的 1.1 ~ 1.2 倍),实现钽、铌等金属的富集;再采用氢氟酸浸出钽和铌(HF 酸质量浓度为 35 ~ 40%,HF 酸的用量为理论摩尔量的 1.1 ~ 1.2 倍,浸出时间为 1.5 ~ 2h),浸出温度不低于 60℃,将浸出液蒸发、浓缩,萃取分离,得到钽和铌产品。

[0027] 本发明的有益效果:本发明方法是将还原磁化焙烧、中性浸出、磁选分离、湿法冶金等工艺的完美结合,是针对低品位钨精矿或钨渣专门设计出一种有价金属的富集和分离方法,能将低品位的钨精矿或钨渣有效分离出钨、铁等精矿及钽和铌产品,大大提高了低品位钨精矿或钨渣等资源综合利用效率。本发明方法先将低品位钨精矿或钨渣在还原焙烧强化剂的辅助下,在一定温度下焙烧一段时间,使得低品位钨精矿或钨渣中的钨元素转变为可溶钨酸盐,且弱磁性的褐铁矿转变为强磁性磁铁矿,使得焙烧产物可以在中性液中浸出获得富含钨元素的钨酸盐溶液,滤渣可以通过弱磁选获得含铁大于 60% 的铁精矿,锰、铜、铋、钴、钽、铌等有价元素富集在非磁性产品中,进一步进行湿法冶金工艺,获得钽和铌产品等,实现了低品位钨精矿或钨渣中有价元素的选择性分离及高效富集。此外,本发明方法采用的设备简单,流程短,操作简便,经济可靠,有利于工业化生产。

具体实施方式

[0028] 以下实施例旨在进一步说明本发明,而不是限制本发明的保护范围。

[0029] 实施例 1

[0030] 利用本工艺方法处理含铁 41wt%、含钨 1.8wt% 的钨渣。将钨渣与煤粉按质量比 4:1 的比例混合,还原焙烧强化剂亚硫酸钠的用量为钨渣和煤粉总质量的 20%,焙烧温度 900℃,焙烧时间为 30min,将焙烧所得的产品经磨机研磨至 -0.074mm 颗粒占 70%,按固液体积比 1:5 的比例进行中性浸出,浸出温度 50℃,浸出时间 15min,所得液体即为钨酸盐溶液,浸出渣在 500GS 磁场中进行磁选分离,所得精矿为铁精矿,所得尾矿为富含锰、铜、锌、铋、钴、钽、铌等有价元素的混合产品。磁选尾矿进行稀盐酸脱硅(稀盐酸质量浓度为 8%,浸出时间 15min),浓盐酸浸出提取锰(浓盐酸质量浓度为 25%,浸出时间 15min;浓盐酸用量为理论摩尔用量的 1.2 倍),实现钽、铌等金属的富集;再采用氢氟酸浸出钽和铌(HF 酸质量浓度为 40%,HF 酸的用量为理论摩尔量的 1.2 倍,浸出时间为 2h),浸出温度 70℃,即得富含钽铌的浸出液(实验结果如表 1)。

[0031] 表 1 钨渣分离试验结果(焙烧温度 900℃)

[0032]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|------|-------|------|------|-------|-------|
| 原矿 (%) | 1.8 | 41 | 0.1 | 0.18 | 0.27 | 4.5 |
| 磁选精矿 (%) | 0.02 | 61 | 0.01 | 0.04 | 0.06 | 0.21 |
| 磁选尾矿 (%) | 0.07 | 21 | 0.01 | 0.37 | 0.49 | 7.89 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 3.68 | 0.19 | 0.23 | - | - | - |
| 锰浸出液 (g/L) | 0.11 | 41.37 | - | - | - | 15.22 |
| 钽铌浸出液 (g/L) | - | 0.23 | - | 8.0 | 19.31 | - |

[0033]

[0034] 实施例 2

[0035] 利用本工艺方法处理含铁 32wt%、含钨 3.1wt% 的钨渣。将钨渣与煤粉按质量比 5:1 的比例混合,还原焙烧强化剂碳酸氢钠的用量为钨渣和煤粉总质量的 15%,焙烧温度 800℃,焙烧时间为 40min,将焙烧所得的产品经磨机研磨至 -0.074mm 颗粒占 70%,按固液体积比 1:6 的比例进行中性浸出,浸出温度 50℃,浸出时间 15min,所得液体即为钨酸盐溶液,浸出渣在 450GS 磁场中进行磁选分离,所得精矿为铁精矿,所得尾矿为富含锰、铜、锌、铋、钴、钽、铌等有价值元素的混合产品。磁选尾矿进行稀盐酸脱硅(稀盐酸质量浓度为 6%,浸出时间 12min),浓盐酸浸出提取锰(浓盐酸质量浓度为 20%,浸出时间 15min;浓盐酸用量为理论摩尔用量的 1.1 倍),实现钽、铌等金属的富集;再采用氢氟酸浸出钽和铌(HF 酸质量浓度为 40%,HF 酸的用量为理论摩尔量的 1.1 倍,浸出时间为 2h),浸出温度 75℃,即得富含钽铌的浸出液(实验结果如表 2)。

[0036] 表 2 钨渣分离试验结果(焙烧温度 800℃)

[0037]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|------|-------|------|------|-------|-------|
| 原矿 (%) | 3.1 | 32 | 0.1 | 0.15 | 0.4 | 4.21 |
| 磁选精矿 (%) | 0.02 | 60.11 | 0.01 | 0.03 | 0.01 | 0.31 |
| 磁选尾矿 (%) | 0.06 | 18 | 0.01 | 0.33 | 0.84 | 7.23 |
| 钨酸盐 (g/L) | 6.35 | 0.12 | 0.21 | - | - | - |
| 锰浸出液 (g/L) | 0.10 | 34.22 | - | - | - | 14.56 |
| 钽铌浸出液 (g/L) | - | 1.11 | - | 5.28 | 16.77 | 0.09 |

[0038] 实施例 3

[0039] 利用本工艺方法处理含铁 21wt%、含钨 6.34wt% 的钨渣。将钨渣与煤粉按质量比 5:1 的比例混合,还原焙烧强化剂硝酸钠的用量为钨渣和煤粉总质量的 20%,焙烧温度 800℃,焙烧时间为 50min,将焙烧所得的产品经磨机研磨至 -0.074mm 颗粒占 70%,按固液体积比 1:5 的比例进行中性浸出,浸出温度 50℃,浸出时间 15min,所得液体即为钨酸盐溶液,浸出渣在 450GS 磁场中进行磁选分离,所得精矿为铁精矿,所得尾矿为富含锰、铜、锌、铋、钴、钽、铌等有价值元素的混合产品。磁选尾矿进行稀盐酸脱硅(稀盐酸质量浓度为 6%,浸出时间 15min),浓盐酸浸出提取锰(浓盐酸质量浓度为 25%,浸出时间 15min;浓盐酸用量为理论摩尔用量的 1.1 倍),实现钽、铌等金属的富集;再采用氢氟酸浸出钽和铌(HF 酸质量浓度为 40%,HF 酸的用量为理论摩尔量的 1.1 倍,浸出时间为 2h),浸出温度 80℃,即得富含钽铌的浸出液(实验结果如表 3)。

[0040] 表 3 钨渣分离试验结果(焙烧温度 800℃)

[0041]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|-------|-------|------|------|-------|-------|
| 原矿 (%) | 6.34 | 21 | 0.23 | 0.27 | 0.61 | 2.34 |
| 磁选精矿 (%) | 0.02 | 61.22 | 0.02 | 0.02 | 0.03 | 0.17 |
| 磁选尾矿 (%) | 0.05 | 13 | 0.01 | 0.51 | 1.17 | 4.09 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 11.87 | 0.31 | 0.49 | - | - | - |
| 锰浸出液 (g/L) | 0.11 | 18.87 | - | - | - | 10.22 |
| 钽铌浸出液 (g/L) | - | 1.23 | - | 9.53 | 22.45 | 0.26 |

[0042] 实施例 4

[0043] 利用本工艺方法处理含铁 31wt%、含钨 12.34wt% 的钨精矿。将含低品位钨精矿与煤粉按质量比 5:1 的比例混合,还原焙烧强化剂氢氧化钠的用量为钨渣和煤粉总质量的 20%,焙烧温度 800℃,焙烧时间为 30min,将焙烧所得的产品经磨机研磨至 -0.074mm 颗粒占 70%,按固液体积比 1:6 的比例进行中性浸出,浸出温度 50℃,浸出时间 20min,所得液体即为钨酸盐溶液,浸出渣在 400GS 磁场中进行磁选分离,所得精矿为铁精矿,所得尾矿为富含锰、铜、锌、铋、钴、钽、铌等有价值元素的混合产品。磁选尾矿进行稀盐酸脱硅(稀盐酸质量浓度为 6%,浸出时间 15min),浓盐酸浸出提取锰(浓盐酸质量浓度为 25%,浸出时间 15min;浓盐酸用量为理论摩尔用量的 1.1 倍),实现钽、铌等金属的富集;再采用氢氟酸浸出钽和铌(HF 酸质量浓度为 38%,HF 酸的用量为理论摩尔量的 1.1 倍,浸出时间为 2h),浸出温度 80℃,即得富含钽铌的浸出液(实验结果如表 4)。

[0044] 表 4 低品位钨精矿分离试验结果(焙烧温度 800℃)

[0045]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|-------|-------|------|------|-------|-------|
| 原矿 (%) | 12.34 | 31 | 0.23 | 0.11 | 0.39 | 2.34 |
| 磁选精矿 (%) | 0.02 | 61.22 | 0.02 | 0.02 | 0.03 | 0.17 |
| 磁选尾矿 (%) | 0.05 | 12.18 | 0.01 | 0.51 | 1.22 | 4.09 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 21.87 | 0.21 | 0.47 | - | - | - |
| 锰浸出液 (g/L) | 0.09 | 20.36 | - | - | - | 10.56 |
| 钽铌浸出液 (g/L) | - | - | - | 5.47 | 14.39 | - |

[0046] 实施例 5

[0047] 利用本工艺方法处理含铁 39.33wt%、含钨 8.28wt% 的钨精矿。将含低品位钨精矿与煤粉按质量比 5:1 的比例混合,还原焙烧强化剂硫酸钾的用量为钨渣和煤粉总质量的 20%,焙烧温度 800℃,焙烧时间为 40min,将焙烧所得的产品经磨机研磨至 -0.074mm 颗粒占 70%,按固液体积比 1:5 的比例进行中性浸出,浸出温度 40℃,浸出时间 25min,所得液体即为钨酸盐溶液,浸出渣在 450GS 磁场中进行磁选分离,所得精矿为铁精矿,所得尾矿为富含锰、铜、锌、铋、钴、钽、铌等有价值元素的混合产品。磁选尾矿进行稀盐酸脱硅(稀盐酸质量浓度为 8%,浸出时间 15min),浓盐酸浸出提取锰(浓盐酸质量浓度为 24%,浸出时间 15min;浓盐酸用量为理论摩尔用量的 1.1 倍),实现钽、铌等金属的富集;再采用氢氟酸浸出钽和铌(HF 酸质量浓度为 40%,HF 酸的用量为理论摩尔量的 1.1 倍,浸出时间为 2h),浸出温度 80℃,即得富含钽铌的浸出液(实验结果如表 5)。

[0048] 表 5 低品位钨精矿分离试验结果(焙烧温度 800℃)

[0049]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|-------|-------|------|-------|-------|------|
| 原矿 (%) | 8.28 | 39.33 | 0.41 | 0.26 | 0.67 | 2.74 |
| 磁选精矿 (%) | 0.03 | 57.39 | 0.02 | 0.02 | 0.01 | 0.09 |
| 磁选尾矿 (%) | 0.03 | 13.28 | 0.01 | 0.57 | 1.27 | 4.36 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 16.92 | 0.21 | 0.80 | - | - | - |
| 锰浸出液 (g/L) | 0.09 | 21.36 | - | - | - | 9.88 |
| 钽铌浸出液 (g/L) | - | - | - | 10.25 | 22.78 | - |

[0050] 对比实施例 1

[0051] 实验过程如实施例 1,焙烧温度变为 400℃,实验结果如表 6。

[0052] 表 6 钨渣分离试验结果(焙烧温度 400℃)

[0053]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|------|-------|------|------|------|------|
| 原矿 (%) | 1.8 | 41 | 0.1 | 0.15 | 0.4 | 4.5 |
| 磁选精矿 (%) | 1.86 | 45.96 | 0.1 | 0.12 | 0.36 | 4.47 |
| 磁选尾矿 (%) | 1.71 | 34 | 0.1 | 0.17 | 0.41 | 4.39 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 0.09 | 0.11 | 0.07 | - | - | - |

[0054] 对比实施例 2

[0055] 实验过程如实施例 1, 未加焙烧强化剂, 实验结果如表 7。

[0056] 表 7 钨渣分离试验结果(未加焙烧强化剂)

[0057]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|------|-------|-----|------|------|------|
| 原矿 (%) | 1.8 | 41 | 0.1 | 0.15 | 0.4 | 4.5 |
| 磁选精矿 (%) | 1.77 | 43.88 | 0.1 | 0.15 | 0.37 | 4.83 |
| 磁选尾矿 (%) | 1.71 | 36.21 | 0.1 | 0.16 | 0.44 | 4.43 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 0.11 | 0.11 | - | - | - | - |

[0058] 对比实施例 3

[0059] 实验过程如实施例 2, 焙烧温度变为 450℃, 实验结果如表 8。

[0060] 表 8 钨渣分离试验结果(焙烧温度 450℃)

[0061]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|------|-------|------|------|------|------|
| 原矿 (%) | 3.1 | 32 | 0.1 | 0.15 | 0.4 | 4.21 |
| 磁选精矿 (%) | 3.11 | 41.36 | 0.1 | 0.18 | 0.39 | 4.56 |
| 磁选尾矿 (%) | 3.13 | 30 | 0.1 | 0.15 | 0.44 | 4.83 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 0.09 | 0.12 | 0.06 | - | - | - |

[0062] 对比实施例 4

[0063] 实验过程如实施例 2, 未加焙烧强化剂, 实验结果如表 9。

[0064] 表 9 钨渣分离试验结果(未加焙烧强化剂)

[0065]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|------|-------|-----|------|------|------|
| 原矿 (%) | 3.1 | 32 | 0.1 | 0.15 | 0.4 | 4.21 |
| 磁选精矿 (%) | 3.17 | 41.28 | 0.1 | 0.15 | 0.41 | 4.56 |
| 磁选尾矿 (%) | 3.10 | 31 | 0.1 | 0.16 | 0.36 | 4.13 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 0.04 | 0.22 | - | - | - | - |

[0066] 对比实施例 5

[0067] 实验过程如实施例 3, 焙烧温度变为 450℃, 实验结果如表 10。

[0068] 表 10 钨渣分离试验结果(焙烧温度 450℃)

[0069]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|------|-------|------|------|-------|------|
| 原矿 (%) | 6.34 | 21 | 0.23 | 0.27 | 0.61 | 2.34 |
| 磁选精矿 (%) | 6.21 | 38.17 | 0.22 | 0.23 | 0.66 | 2.88 |
| 磁选尾矿 (%) | 6.72 | 17.34 | 0.21 | 0.29 | 0.058 | 2.43 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 0.05 | 0.31 | 0.02 | - | - | - |

[0070] 对比实施例 6

[0071] 实验过程如实施例 3, 未加焙烧强化剂, 实验结果如表 11。

[0072] 表 11 钨渣分离试验结果(未加焙烧强化剂)

[0073]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|------|-------|------|------|------|------|
| 原矿 (%) | 6.34 | 21 | 0.23 | 0.27 | 0.61 | 2.34 |
| 磁选精矿 (%) | 6.51 | 37.34 | 0.27 | 0.26 | 0.58 | 2.47 |
| 磁选尾矿 (%) | 6.37 | 17.55 | 0.21 | 0.31 | 0.64 | 2.38 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 0.07 | 0.11 | 0.07 | - | - | - |

[0074] 对比实施例 7

[0075] 实验过程如实施例 4, 焙烧温度变为 400℃, 实验结果如表 12。

[0076] 表 12 低品位钨精矿分离试验结果(焙烧温度 400℃)

[0077]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|-------|-------|------|------|------|------|
| 原矿 (%) | 12.34 | 31 | 0.23 | 0.11 | 0.39 | 2.34 |
| 磁选精矿 (%) | 11.79 | 35.36 | 0.21 | 0.12 | 0.34 | 2.41 |
| 磁选尾矿 (%) | 12.31 | 29.35 | 0.27 | 0.11 | 0.40 | 2.33 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 0.11 | 0.11 | 0.04 | - | - | - |

[0078] 对比实施例 8

[0079] 试验过程如实施例 4, 未加焙烧强化剂, 实验结果如表 13。

[0080] 表 13 低品位钨精矿分离试验结果(未加焙烧强化剂)

[0081]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|-------|-------|------|------|------|------|
| 原矿 (%) | 12.34 | 31 | 0.23 | 0.11 | 0.39 | 2.34 |
| 磁选精矿 (%) | 11.87 | 35.31 | 0.27 | 0.12 | 0.38 | 2.49 |
| 磁选尾矿 (%) | 12.27 | 29.98 | 0.20 | 0.10 | 0.41 | 2.34 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 0.11 | 0.10 | - | - | - | - |

[0082] 对比实施例 9

[0083] 实验过程如实施例 5, 焙烧温度变为 450℃, 实验结果如表 14。

[0084] 表 14 低品位钨精矿分离试验结果(焙烧温度 450℃)

[0085]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|------|-------|------|------|------|------|
| 原矿 (%) | 8.28 | 39.33 | 0.41 | 0.26 | 0.67 | 2.74 |
| 磁选精矿 (%) | 8.77 | 44.11 | 0.44 | 0.25 | 0.57 | 2.99 |
| 磁选尾矿 (%) | 7.34 | 36.65 | 0.41 | 0.26 | 0.69 | 2.38 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 0.06 | 0.13 | 0.01 | - | - | - |

[0086] 对比实施例 10

[0087] 实验过程如实施例 5, 未加焙烧强化剂, 实验结果如表 15。

[0088] 表 15 低品位钨精矿分离试验结果(未加焙烧强化剂)

[0089]

| 产品 | W | Fe | Mo | Ta | Nb | Mn |
|-------------|------|-------|------|------|------|------|
| 原矿 (%) | 8.28 | 39.33 | 0.41 | 0.26 | 0.67 | 2.74 |
| 磁选精矿 (%) | 8.33 | 44.38 | 0.41 | 0.24 | 0.66 | 2.73 |
| 磁选尾矿 (%) | 7.91 | 36.26 | 0.41 | 0.26 | 0.66 | 2.77 |
| 钨酸盐溶液 (g/L) | 0.09 | 0.11 | - | - | - | - |