



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 103949335 A

(43) 申请公布日 2014. 07. 30

(21) 申请号 201410166217. X

B03C 1/30(2006. 01)

(22) 申请日 2014. 04. 23

(71) 申请人 鞍钢集团矿业公司

地址 114001 辽宁省鞍山市铁东区二一九路  
39 号

(72) 发明人 宋仁峰 郭客 刘政东 韩晓东  
曹新全 李化 朱大鹏 刘晓明

(74) 专利代理机构 鞍山贝尔专利代理有限公司  
21223

代理人 李玲

(51) Int. Cl.

B03B 7/00(2006. 01)

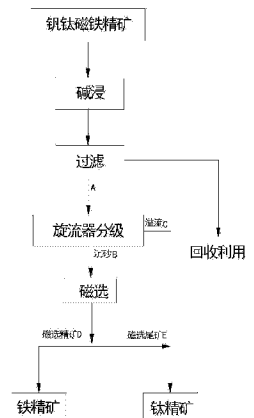
权利要求书1页 说明书7页 附图3页

(54) 发明名称

利用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法

(57) 摘要

本发明公开一种利用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法,包括如下步骤:将钒钛磁铁精矿置于质量浓度为 5 ~ 52% 的碱溶液中,在 280 ~ 370°C 下碱浸反应 0.5 ~ 5 小时,过滤,得滤液和碱浸滤饼 A;将 A 加水制成质量浓度 20% ~ 25% 的矿浆给入旋流器进行分级,分级出溢流和沉砂 B;再将 B 加水制成质量浓度 30% ~ 36% 的矿浆进行磁选,选别出 TFe 含量范围为 63% ~ 68% 的最终铁精矿和 TiO<sub>2</sub> 含量范围为 35% ~ 50% 的最终钛精矿。本发明的优点是:实现了对钒钛磁铁精矿进行高效选别,碱耗低,减少进入高炉 Al 和 Si 等杂质含量、尤其是有害杂质 TiO<sub>2</sub>、S 的含量,提高高炉利用系数,减少高炉渣的排放量,降低了炼铁成本,解决了冶炼过程 S 含量高,污染严重的问题;同时提高钛资源综合利用率。



1. 一种利用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法,其特征在于包括如下步骤:

1) 碱浸

将 TFe 含量范围为 50%~55%, $TiO_2$  含量范围为 10%~15%, $SiO_2$  含量为 3%~6%、 $Al_2O_3$  含量为 3%~6%、S 含量 >0.5% 的钒钛磁铁精矿,置于质量浓度为 5%~52% 的碱溶液中,在 280℃~370℃ 的温度下碱浸反应 0.5~5 小时,将反应物进行过滤,得滤液和碱浸滤饼 A,所述的滤液给入回收处理系统;

2) 分级

将步骤 1) 中碱浸滤饼 A 加水,形成质量浓度 20%~25% 的矿浆给入旋流器进行分级,分级出沉砂 B 和溢流 C;

3) 磁选

将步骤 2) 中的沉砂 B 加水制成质量浓度 30%~36% 的矿浆进行磁选,选别出磁选精矿 D 和磁选尾矿 E,所述的磁选精矿 D 为 TFe 含量范围为 63%~68% 的最终铁精矿,磁选尾矿 E 与溢流 C 合并为  $TiO_2$  含量范围为 35%~50% 的最终钛精矿。

2. 根据权利要求 1 所述的利用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法,其特征在于所述的碱溶液为 NaOH 或 KOH 水溶液、NaOH 和 KOH 混合水溶液中的任意一种。

3. 根据权利要求 1 所述的利用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法,其特征在于所述的磁选采用 0.13T~0.16T 的筒式磁选机进行磁选。

4. 根据权利要求 1 所述的利用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法,其特征在于所述的磁选采用 0.03T~0.05T 的磁力脱水槽进行磁选。

5. 根据权利要求 1 所述的利用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法,其特征在于所述的磁选分别采用 0.13T~0.16T 的筒式磁选机和 0.03T~0.05T 磁力脱水槽进行两段磁选。

## 利用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法

### 技术领域

[0001] 本发明涉及一种钒钛磁铁精矿的选矿工艺,尤其涉及一种利用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法。

### 背景技术

[0002] 钒钛磁铁矿是一种多金属元素的复合矿,是以含铁、钒、钛为主的共生的磁铁矿。而钒钛磁铁精矿是钒钛磁铁矿经过选矿获得的产物之一,其中钒以类质同象赋存于钛磁铁矿中,置换高价铁离子。钛磁铁矿是主晶矿物( $Fe_3O_4$ )与客晶矿【钛铁晶石 $2FeO \cdot TiO_2$ 、钛铁矿 $FeO \cdot TiO_2$ 、铝镁尖晶石 $(Mg,Fe)(Al,Fe)_2O_4$ 】形成的复合体。例如,中国攀枝花地区密地选矿厂钒钛磁铁矿原矿和选铁后的钒钛磁铁精矿化学多元素分析结果见表1,钒钛磁铁矿原矿和钒钛磁铁矿精矿物相分析结果分别见表2和表3。

[0003] 表1 中国攀枝花地区密地选矿厂原矿和钒钛磁铁精矿化学多元素分析结果

[0004]

元素	TFe	FeO	mFe	S	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
原矿	29.53	21.36	20.20	0.631	17.70	10.54	0.278
精矿	54.01	32.42	51.16	0.574	40.97	12.67	0.61
元素	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Co	P	As
原矿	22.80	7.65	6.36	7.23	0.02	0.015	<0.01
精矿	3.21	3.30	0.98	2.90	0.02	0.008	<0.010

[0005] 表2 中国攀枝花地区密地选矿厂钒钛磁铁矿原矿钒、铁化学物相分析结果

矿 样	物 相 项 目	铁化学物相						钛化学物相				
		磁 铁 矿	赤 褐 铁 矿	钛 铁 矿	碳 酸 铁	硫 化 铁	硅 酸 铁	合 计	钛 磁 铁 矿	钛 铁 矿	硅 酸 盐	合 计
原	含量%	21.79	2.96	2.12	0.98	1.24	1.98	31.07	5.78	5.39	1.16	12.33
	分布率%	70.13	9.53	6.82	3.15	3.99	6.38	100.0	46.88	43.71	9.41	100.0
矿	累计分布 %	70.13	79.66	86.48	89.63	93.62	100.0		46.88	90.59	100.0	

[0008] 表3 中国攀枝花地区密地选矿厂钒钛磁铁矿精矿钒、铁化学物相分析结果

矿 样	物 相 项 目	铁化学物相							钛化学物相			
		磁 铁 矿	赤 褐 铁 矿	钛 铁 矿	碳 酸 铁	硫 化 铁	硅 酸 铁	合 计	钛 磁 铁 矿	钛 铁 矿	硅 酸 盐	合 计
[0009] 精 矿	含量%	50.78	1.56	0.26	0.16	1.22	0.34	54.30	11.66	0.95	0.36	12.97
	分布率%	93.52	2.87	0.47	0.28	2.24	0.62	100.0	89.90	7.32	2.78	100.0
	累计分布 %	93.52	96.39	96.86	97.14	99.38	100.0		89.90	97.22	100.0	

[0010] 世界上钒钛磁铁矿资源丰富,全世界储量达400亿吨以上,中国储量达98.3亿吨。钒钛磁铁矿石中铁主要赋存于钛磁铁矿中,矿石中的 $TiO_2$ 主要赋存于粒状钛铁矿和钛磁铁矿中。一般情况下,约57%的钛赋存于钛磁铁矿( $mFeTiO_3 \cdot nFe_3O_4$ )中,约40%的钛赋存于钛铁矿( $FeTiO_3$ )中,由于钒钛磁铁矿矿石组成复杂,性质特殊,因而这类矿石的综合利用是国际一直未彻底解决的一大难题。钒钛磁铁矿矿物的这种赋存特点决定了采用物理选矿方法无法从矿石的源头实现钛、铁的有效分离,造成钒钛磁铁矿石经物理选矿后,铁精矿品位低( $TFe < 55\%$ ),铁精矿中的钛在炼铁过程完全进入高炉渣( $TiO_2$ 含量达22%以上)形成玻璃体, $TiO_2$ 失去了活性而无法经济回收,同时,钛回收率低只有18%。因此用物理的选矿方法选别钛铁矿石大大降低了钛和铁单独利用的价值。

[0011] 中国是世界上第一个以工业规模从复杂钒钛磁铁矿中综合提取铁、钒、钛的国家,但由于一般的物理方法不能从根本上改变铁、钛致密共生的赋存特性,因此,采用通常的重选法、磁选法、浮选法等物理选矿方法进行钛、铁分离,效率低,很难选出品位高而杂质少的钛精矿或铁精矿;同时, $TiO_2$ 回收效率不高,钒钛磁铁矿原矿经过选矿分离后,约54%的 $TiO_2$ 进入铁精矿,这些 $TiO_2$ 经高炉冶炼后几乎全部进入渣相,形成 $TiO_2$ 含量20~24%的高炉渣;另外,由于铁精矿中的S、Si、Al等杂质含量也过高,上述原因不仅造成冶炼高炉利用系数低、能耗大、钛资源浪费,而且矿渣量大、环境污染严重。

[0012] CN2011100879566公开了“一种钛铁矿的选矿方法”,是将钒钛磁铁矿原矿经磨矿、碱浸预处理、过滤、再磨矿后磁选得到钛精矿和铁精矿的方法。该方法将含铁32.16%和含 $TiO_2$ 12.11%的钒钛磁铁矿原矿通过磨矿、碱浸预处理、过滤、再磨矿后磁选处理,形成了含铁59.30%铁精矿和含 $TiO_2$ 20.15%的钛精矿。由于该方法是针对钛铁矿原矿而言,原矿 $SiO_2$ 、 $Al_2O_3$ 、CaO、MgO等脉石矿物含量高,碱浸的过程将优先发生在 $SiO_2$ 、 $Al_2O_3$ 等矿物身上,碱浸过程中形成了与钛相似的碱浸后化合物,碱浸钛铁原矿消耗的NaOH碱量是469Kg/t原矿,成本高;而且钛铁原矿碱浸后形成的钛化合物,与石英等脉石矿物碱浸后形成的硅的化合物,要想在后续的磁选中实现有效分离是十分困难的,这也制约了钛铁原矿碱浸后铁精矿品位和钛精矿品位的提高。同时,该方法采用两次磨矿过程改变矿物表面物理化学性质,增加了该方法的复杂程度和工序成本。总之,用该方法过程复杂,而且处理过程中碱消耗量大、成本高;同时,无法获得更高品位的铁精矿和钛精矿。

## 发明内容

[0013] 为了克服上述选矿方法的不足,本发明所要解决的技术问题是在物理和化学选矿方法有效结合的基础上,提供一种成本低、回收质量和效率高、工艺简单,且操作性好的利

用碱浸、分级、磁选再选钒钛磁铁精矿的方法,实现了对钒钛磁铁精矿中钛、铁进行高效分离,提高了入炉前铁品位,减少进入高炉  $\text{TiO}_2$ 、S、Si、Al 等杂质的含量,提高高炉利用系数,减少高炉渣的排放量,降低了炼铁成本,同时提高  $\text{TiO}_2$  资源综合利用率,减少环境污染。

[0014] 为了实现本发明的目的,本发明的技术方案是这样实现的:

[0015] 本发明的一种利用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法,其特征在于包括如下步骤:

[0016] 1) 碱浸

[0017] 将 TFe 含量范围为 50%~55%, $\text{TiO}_2$  含量范围为 10%~15%, $\text{SiO}_2$  含量为 3%~6%、 $\text{Al}_2\text{O}_3$  含量为 3%~6%、S 含量 >0.5% 的钒钛磁铁精矿,置于质量浓度为 5%~52% 的碱溶液中,在 280℃~370℃ 的温度下碱浸反应 0.5~5 小时,将反应物进行过滤,得滤液和碱浸滤饼 A,所述的滤液给入回收处理系统;

[0018] 2) 分级

[0019] 将步骤 1) 中碱浸滤饼 A 加水,形成质量浓度 20%~25% 的矿浆给入旋流器进行分级,分级出沉砂 B 和溢流 C。

[0020] 3) 磁选

[0021] 将步骤 2) 中的沉砂 B 加水制成质量浓度 30%~36% 的矿浆进行磁选,选别出磁选精矿 D 和磁选尾矿 E,所述的磁选精矿 D 为 TFe 含量范围为 63%~68% 的最终铁精矿,磁选尾矿 E 与溢流 C 合并为  $\text{TiO}_2$  含量范围为 35%~50% 的最终钛精矿。

[0022] 所述的碱溶液为 NaOH 或 KOH 水溶液、NaOH 和 KOH 混合水溶液中的任意一种。

[0023] 所述的磁选采用 0.13T~0.16T 的筒式磁选机进行磁选。

[0024] 所述的磁选采用 0.03T~0.05T 的磁力脱水槽进行磁选。

[0025] 所述的磁选分别采用 0.13T~0.16T 的筒式磁选机和 0.03T~0.05T 磁力脱水槽进行两段磁选。

[0026] 本发明的优点是:

[0027] 本发明的方法综合运用碱浸、分级及磁选再选钒钛磁铁精矿的方法,实现了钒钛磁铁精矿中钛、铁高效分离;同时分离出的铁精矿中 S 含量大幅降低,由 0.50% 以上降至小于 0.10%, $\text{SiO}_2$  含量由 3%~6% 降至 3% 以下, $\text{Al}_2\text{O}_3$  含量由 3%~6% 降至 3% 以下,为后续冶炼创造了更好的条件。

[0028] 碱浸的过程对钒钛磁铁精矿中 Ti、S、Si、Al 等元素进行了化学反应,形成了相应的盐。与钒钛磁铁精矿不同的是,钛铁矿原矿中  $\text{SiO}_2$  含量 (>20%) 和  $\text{Al}_2\text{O}_3$  含量 (>7%) 远远高于钒钛磁铁精矿中  $\text{SiO}_2$  含量 (<6%) 和  $\text{Al}_2\text{O}_3$  含量 (<6%),在碱浸钛铁矿原矿过程中,由于碱浸的过程将优先发生在  $\text{SiO}_2$ 、 $\text{Al}_2\text{O}_3$  等矿物上,使得碱浸钒钛磁铁精矿比碱浸钛铁矿原矿碱用量更少,效果更好。例如,用 NaOH 碱浸时,本发明消耗的碱量小于 100kg/t 精矿,比碱浸原矿消耗的碱量 469kg/t 原矿降低了 4.6 倍以上。

[0029] 旋流器按矿物的粒度和比重分级,碱浸后生成的钛化合物比铁矿物的粒度细,比重小,钛、铁的比重差异较大,实现了钛、铁的有效分离。

[0030] 再加上磁选,磁选是利用不同矿物磁性差异进行分选的。碱浸使钛从磁铁矿晶格中解离出,钛生成了无磁性的钛化合物,因此依据磁铁矿与钛化合物磁性差异,即可采用简单的磁选法将钛铁分离,使铁精矿品位由 50%~55% 提高到 63%~68%,同时铁精矿中含

S 量小于 0.1%，SiO<sub>2</sub> 和 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量均小于 3%，TiO<sub>2</sub> 含量由 12% 降至 6% 以下；同时，还可以得到 TiO<sub>2</sub> 含量为 35%~50% 的钛精矿。采用该方法实现了对钛、铁进行有效分离，减少进入高炉 TiO<sub>2</sub>、S、Si、Al 等杂质的含量，提高高炉利用系数，减少高炉渣的排放量，降低了炼铁成本，同时提高钛资源综合利用率。

### 附图说明

[0031] 图 1 是本发明工艺流程图。

[0032] 图 2 是本发明磁选采用筒式磁选机和磁力脱水槽的两段磁选工艺流程图。

[0033] 图 3 是本发明磁选采用筒式磁选机和磁力脱水槽的两段磁选另一个实施例的工艺流程图。

### 具体实施方式

[0034] 下面结合附图对本发明的具体实施方式做进一步说明：

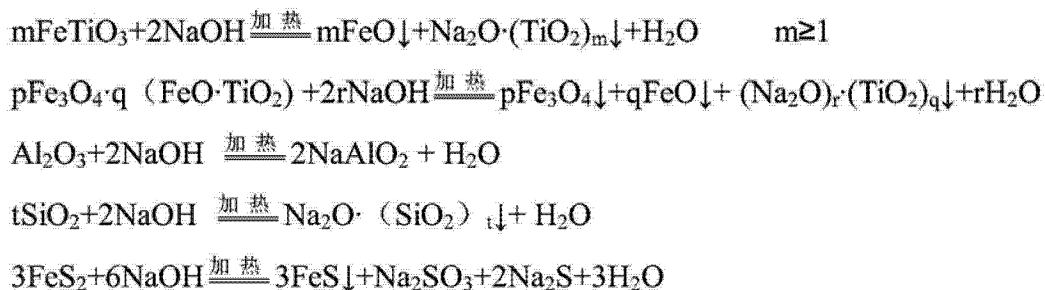
[0035] 实施例 1：

[0036] 如图 1 所示。

[0037] 1) 碱浸

[0038] 将 TFe 含量为 50.3%，TiO<sub>2</sub> 含量为 14.9%，SiO<sub>2</sub> 含量为 4.95%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 4.98%、S 含量 0.82% 的钒钛磁铁精矿，置于质量浓度为 25% 的 NaOH 碱溶液中，在 360℃ 的温度下碱浸反应 3 小时，将反应物进行过滤，得滤液和碱浸滤饼 A，NaOH 消耗量 83kg/t 给矿，所述的滤液给入回收处理系统，其化学反应式为：

[0039]



[0040] 2) 分级

[0041] 将步骤 1) 中碱浸滤饼 A 加水，形成质量浓度 20% 的矿浆给入旋流器进行分级，分级出沉砂 B 和溢流 C。

[0042] 3) 磁选

[0043] 将步骤 2) 中的沉砂 B 加水制成质量浓度 34% 的矿浆给入场强为 0.13T 的筒式磁选机进行磁选，分别得磁选精矿 D、磁选尾矿 E，所述的磁选精矿 D 为 TFe 含量为 67.6% 的最终铁精矿（SiO<sub>2</sub> 含量为 0.36%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 1.12%、S 含量为 0.01%），所述的磁选尾矿 E 与溢流 C 合并为 TiO<sub>2</sub> 含量为 40.2% 的最终钛精矿。

[0044] 实施例 2：

[0045] 如图 1 所示。

[0046] 1) 碱浸

[0047] 将 TFe 含量为 51.6%，TiO<sub>2</sub> 含量为 13.7%，SiO<sub>2</sub> 含量为 4.88%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 4.96%、S 含量 0.78% 的钒钛磁铁精矿，置于质量浓度为 15% 的 NaOH 碱溶液中，在 310℃ 的温度下碱浸反应 2 小时，将反应物进行过滤，得滤液和碱浸滤饼 A，NaOH 消耗量 80kg/t 给矿，所述的滤液给入回收处理系统，其化学反应式同实施例 1。

[0048] 2) 分级

[0049] 将步骤 1) 中碱浸滤饼 A 加水，形成质量浓度 21% 的矿浆给入旋流器进行分级，分级出沉砂 B 和溢流 C。

[0050] 3) 磁选

[0051] 将步骤 2) 中的沉砂 B 加水制成质量浓度 31% 的矿浆给入场强为 0.15T 的筒式磁选机进行磁选，分别得磁选精矿 D、磁选尾矿 E，所述的磁选精矿 D 为 TFe 含量为 65.1% 的最终铁精矿 (SiO<sub>2</sub> 含量为 0.51%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 1.35%、S 含量为 0.02%)，所述的磁选尾矿 E 与溢流 C 合并为 TiO<sub>2</sub> 含量为 39.9% 的最终钛精矿。

[0052] 实施例 3：

[0053] 如图 1 所示。

[0054] 1) 碱浸

[0055] 将 TFe 含量为 50.6%，TiO<sub>2</sub> 含量为 14.3%，SiO<sub>2</sub> 含量为 4.55%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 4.68%、S 含量 0.72% 的钒钛磁铁精矿，置于质量浓度为 45% 的 NaOH 碱溶液中，在 290℃ 的温度下碱浸反应 4 小时，将反应物进行过滤，得滤液和碱浸滤饼 A，NaOH 消耗量 89kg/t 给矿，所述的滤液给入回收处理系统，其化学反应式同实施例 1。

[0056] 2) 分级

[0057] 将步骤 1) 中碱浸滤饼 A 加水，形成质量浓度 22% 的矿浆给入旋流器进行分级，分级出沉砂 B 和溢流 C。

[0058] 3) 磁选

[0059] 将步骤 2) 中的沉砂 B 加水制成质量浓度 31% 的矿浆给入场强为 0.05T 的磁力脱水槽进行磁选，分别得磁选精矿 D、磁选尾矿 E，磁选精矿 D 为 TFe 含量为 63.6% 的最终铁精矿 (SiO<sub>2</sub> 含量为 1.61%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 1.49%、S 含量为 0.04%)，所述的磁选尾矿 E 与溢流 C 合并为 TiO<sub>2</sub> 含量为 46.5% 的最终钛精矿。

[0060] 实施例 4：

[0061] 如图 1 所示。

[0062] 1) 碱浸

[0063] 将 TFe 含量为 53.5%，TiO<sub>2</sub> 含量为 11.7%，SiO<sub>2</sub> 含量为 4.75%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 4.93%、S 含量 0.77% 的钒钛磁铁精矿，置于质量浓度为 50% 的 NaOH 碱溶液中，在 370℃ 的温度下碱浸反应 1 小时，将反应物进行过滤，得滤液和碱浸滤饼 A，NaOH 消耗量 79kg/t 给矿，所述的滤液给入回收处理系统，其化学反应式同实施例 1。

[0064] 2) 分级

[0065] 将步骤 1) 中碱浸滤饼 A 加水，形成质量浓度 24% 的矿浆给入旋流器进行分级，分级出沉砂 B 和溢流 C。

[0066] 3) 磁选

[0067] 将步骤 2) 中的沉砂 B 加水制成质量浓度 33% 的矿浆给入场强为 0.05T 的磁力脱

水槽进行磁选,分别得磁选精矿 D、磁选尾矿 E,磁选精矿 D 为 TFe 含量为 66.8% 的最终铁精矿 (SiO<sub>2</sub> 含量为 1.24%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 1.65%、S 含量为 0.01%),所述的磁选尾矿 E 与溢流 C 合并为 TiO<sub>2</sub> 含量为 43.4% 的最终钛精矿。

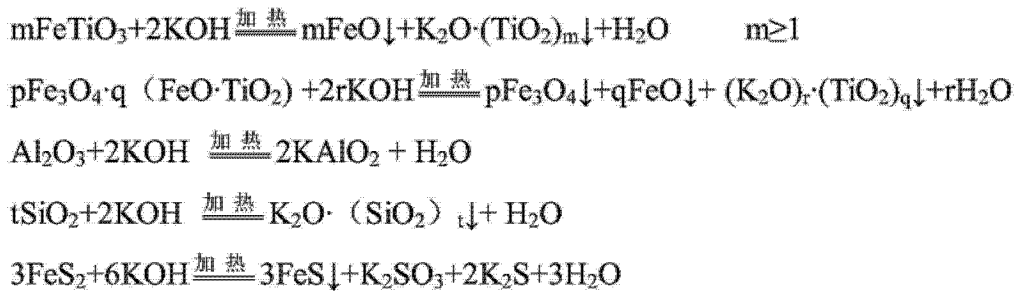
[0068] 实施例 5:

[0069] 如图 2 所示。

[0070] 1) 碱浸

[0071] 将 TFe 含量为 52.7%, TiO<sub>2</sub> 含量为 12.2%, SiO<sub>2</sub> 含量为 3.93%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 4.64%、S 含量 0.71% 的钒钛磁铁精矿,置于质量浓度为 35% 的 KOH 碱溶液中,在 350℃ 的温度下碱浸反应 1.5 小时,将反应物进行过滤,得滤液和碱浸滤饼 A, KOH 消耗量 80kg/t 给矿,所述的滤液给入回收处理系统,其化学反应式为:

[0072]



[0073] 2) 分级

[0074] 将步骤 1) 中碱浸滤饼 A 加水,形成质量浓度 20% 的矿浆给入旋流器进行分级,分级出沉砂 B 和溢流 C。

[0075] 3) 两段磁选

[0076] 将步骤 2) 中沉砂 B 加水制成质量浓度 32% 的矿浆给入场强为 0.13T 的筒式磁选机进行一段磁选,得到一段磁选精矿 D1 和一段磁选尾矿 E1,将质量浓度为 31.5% 的一段磁选精矿 D1 给入场强为 0.03T 的磁力脱水槽进行二段磁选,得到二段磁选精矿 D2 和二段磁选尾矿 E2,所述的二段磁选精矿 D2 为 TFe 含量为 67.9% 的最终铁精矿 (SiO<sub>2</sub> 含量为 0.30%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 1.13%、S 含量为 0.01%),所述的两段磁选尾矿 E1、E2 及溢流 C 合并为 TiO<sub>2</sub> 含量为 36.2% 的最终钛精矿。

[0077] 实施例 6:

[0078] 如图 3 所示。

[0079] 1) 碱浸

[0080] 将 TFe 含量为 54.1%, TiO<sub>2</sub> 含量为 10.9%, SiO<sub>2</sub> 含量为 3.55%、Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 含量为 4.42%、S 含量 0.69% 的钒钛磁铁精矿,置于质量浓度为 51% 的 KOH 碱溶液中,在 360℃ 的温度下碱浸反应 1 小时,将反应物进行过滤,得滤液和碱浸滤饼 A, KOH 消耗量 81kg/t 给矿,所述的滤液给入回收处理系统,其化学反应式同实施例 5。

[0081] 2) 分级

[0082] 将步骤 1) 中碱浸滤饼 A 加水,形成质量浓度 25% 的矿浆给入旋流器进行分级,分级出沉砂 B 和溢流 C。

[0083] 3) 两段磁选

[0084] 将步骤 2) 中沉砂 B 加水制成质量浓度 30.5% 的矿浆给入场强为 0.05T 的磁力脱



水槽进行一段磁选,得到一段磁选精矿 D1 和一段磁选尾矿 E1,将质量浓度为 33.5%的一段磁选精矿 D1 给入场强为 0.12T 的筒式磁选机进行二段磁选,得到二段磁选精矿 D2 和二段磁选尾矿 E2,所述的二段磁选精矿 D2 为 TFe 含量为 67.1%的最终铁精矿 ( $\text{SiO}_2$  含量为 0.31%、 $\text{Al}_2\text{O}_3$  含量为 1.15%、S 含量为 0.01%),所述的两段磁选尾矿 E1、E2 及溢流 C 合并为  $\text{TiO}_2$  含量为 48.8%的最终钛精矿。

[0085] 实施例 7:

[0086] 如图 3 所示。

[0087] 1) 碱浸

[0088] 将 TFe 含量为 54.3%,  $\text{TiO}_2$  含量为 11.3%,  $\text{SiO}_2$  含量为 3.65%、 $\text{Al}_2\text{O}_3$  含量为 4.47%、S 含量 0.66%的钒钛磁铁精矿,置于 NaOH 质量浓度为 35%、KOH 质量浓度为 15%的碱溶液中,在 300℃ 的温度下碱浸反应 1.5 小时,将反应物进行过滤,得滤液和碱浸滤饼 A, NaOH 消耗量 30kg/t 给矿, KOH 消耗量 50kg/t 给矿,所述的滤液给入回收处理系统,其化学反应式同实施例 1 及实施例 5。

[0089] 2) 分级

[0090] 将步骤 1) 中碱浸滤饼 A 加水,形成质量浓度 25%的矿浆给入旋流器进行分级,分级出沉砂 B 和溢流 C。

[0091] 3) 两段磁选

[0092] 将步骤 2) 中沉砂 B 加水制成质量浓度 30.5%的矿浆给入场强为 0.05T 的磁力脱水槽进行一段磁选,得到一段磁选精矿 D1 和一段磁选尾矿 E1,将质量浓度为 33.5%的一段磁选精矿 D1 给入场强为 0.12T 的筒式磁选机进行二段磁选,得到二段磁选精矿 D2 和二段磁选尾矿 E2,所述的二段磁选精矿 D2 为 TFe 含量为 66.7%的最终铁精矿 ( $\text{SiO}_2$  含量为 0.35%、 $\text{Al}_2\text{O}_3$  含量为 1.12%、S 含量为 0.01%),所述的两段磁选尾矿 E1、E2 及溢流 C 合并为  $\text{TiO}_2$  含量为 47.9%的最终钛精矿。

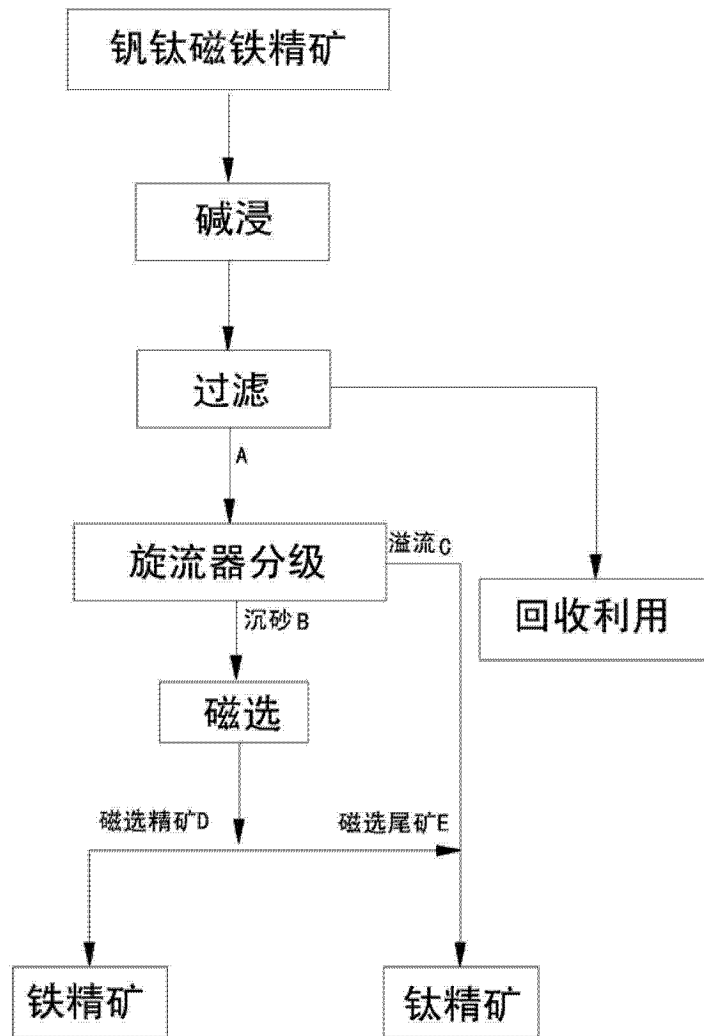


图 1

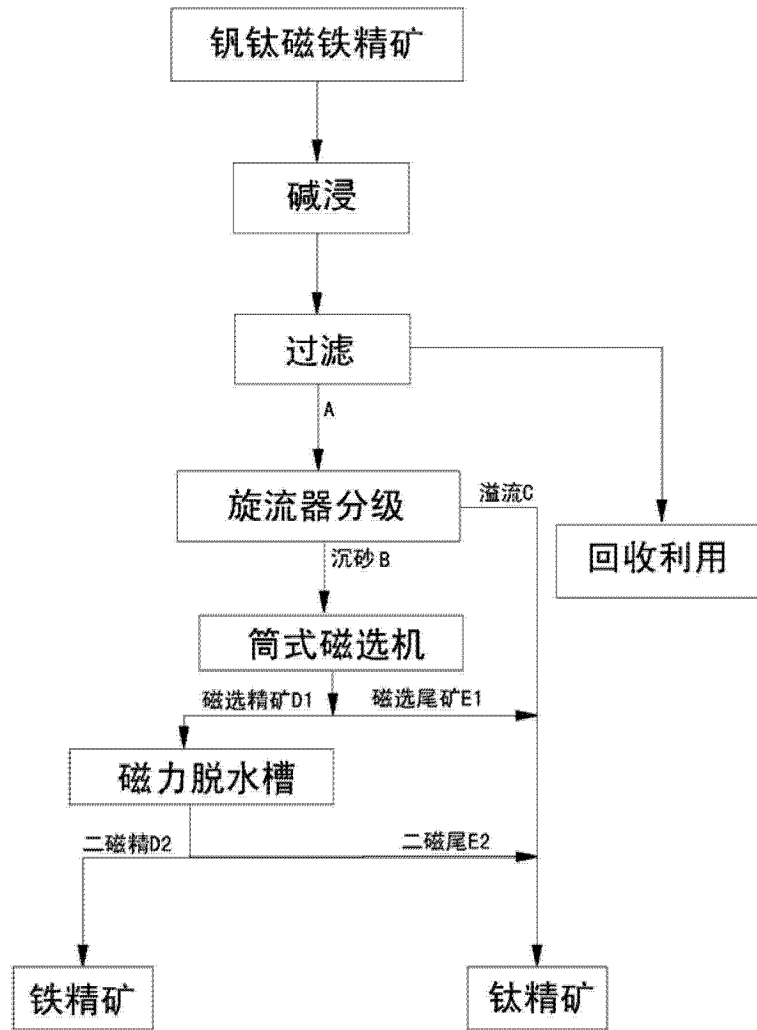


图 2

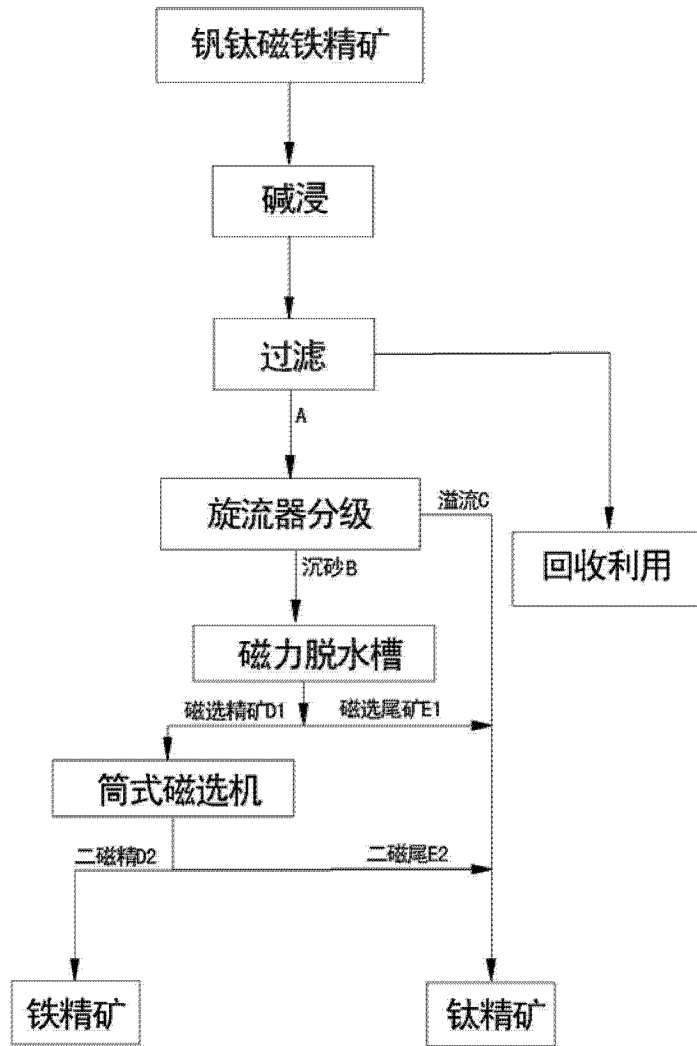


图 3