



SUPERINTENDENCIA DE INDUSTRIA Y COMERCIO



No. 12-019261- -00000-0000

Fecha: 2012-02-03 14:12:48
Tra. 11 PATENTEIYII
Act. 411 PRESENTACION

Dep. 2020 DIR.NUEVASCR
Eve: 378 FASENACIONALI
Folios: 52

Delegatura de Propiedad Industrial
División de Nuevas Creaciones

SOLICITUD DE

PATENTE DE INVENCION PCT ENTRADA EN FASE NACIONAL

21. EXPEDIENTE No. _____

54. TITULO: PROCESO DE RECUPERACION DE METALES
BASICOS A PARTIR DE MINERALES OXIDADOS

52. CLASIFICACION INTERNACIONAL: C22B 3/10, C22B 23/00

71. SOLICITANTES: VALE S.A.

DOMICILIO: Avenida Graça Aranha, 26, Centro, 20030-000
Rio de Janeiro – RJ - BRASIL

74. APODERADO: Dra. MARGARITA CASTELLANOS A.

22. BOGOTA, D.C., 03 FEB. 2012



PETITORIO

SUPERINTENDENCIA DE INDUSTRIA Y COMERCIO

No. 12-019261- -00000-0000

Fecha: 2012-02-03 14:12:48
Tra. 11 PATENTEIYII
Act. 411 PRESENTACION

Dep. 2020 DIR.NUEVASCR
Eve: 378 FASENACIONALI
Folios: 52

FORMULARIO UNICO DE SOLICITUD DE PATENTE
PCT
ENTRADA EN FASE NACIONAL

SOLICITUD DE:

☒ Patente de Invención.

☐ Patente de Modelo de Utilidad.

☒ Capítulo I

☐ Capítulo II

②

SOLICITANTE (71)

Nombre: VALE S. A.

Dirección: Avenida Graça Aranha, 26, Centro
20030-000 Rio de Janeiro - RJ
BRASIL

Domicilio: Rio de Janeiro - RJ - BRASIL

Lugar de Constitución: BRASIL

Teléfono: Fax:

E-mail:

IDENTIFICACIÓN

C.C. ☐ NIT ☐

C.E. ☐ Otro ☐

Cual

Número

③

REPRESENTANTE
O APODERADO

Nombre: MARGARITA CASTELLANOS A.

Dirección: CALLE 94A No. 7A-09

Teléfono: 7560770 Fax: 7550158

E-mail: info@castellanosyco.co

IDENTIFICACIÓN

C.C. ☒ NIT ☐

C.E. ☐ Otro ☐

Cual

Número 39'779.654 TPA 70.819

④

INVENTOR (ES) (72)

ANTONIO CLARETI PEREIRA
Avenida Graça Aranha, 26, Centro
20030-000 Rio de Janeiro - RJ
BRASIL

TIAGO VALENTIM BERNI
Avenida Graça Aranha, 26, Centro
20030-000 Rio de Janeiro - RJ
BRASIL

⑤

PCT (86)

Solicitud Internacional No. PCT/BR2010/000227

Fecha 14/07/2010

Publicación Internacional No. WO 2011/006223 A1

Fecha 20/01/2011

⑥

Título (54)

PROCESO DE RECUPERACION DE METALES BASICOS A PARTIR DE MINERALES
OXIDADOS

⑦

Clasificación Internacional (51)

C22B 3/10, C22B 23/00

⑧

Prioridad

(33) País de Origen

(32) Fecha

(31) Número de Solicitud

US 14/07/2009 61/225,664

US 13/07/2010 12/835,445

⑨

Comprobantes de pago Nos.

12-006300 y 12-006304

Fecha Enero 23 de 2012

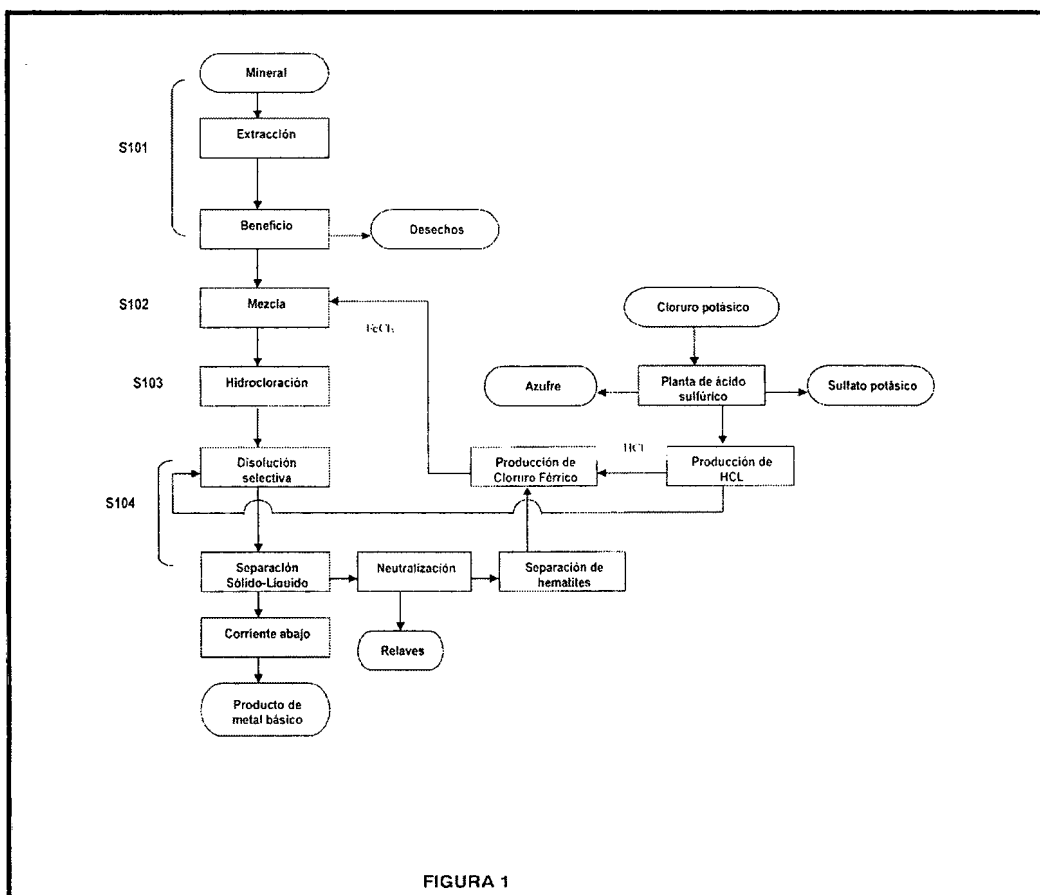
Instrucciones para el diligenciamiento del presente formulario, ver reverso de esta página.

PI02-F06 (2008-06-09)

10 Anexos

- ☒ Comprobante de pago de la tasa de presentación de la solicitud.
- ☐ Documento que acredita la existencia y representación legal cuando el solicitante sea persona jurídica.
- ☐ Poderes, si fuere el caso, junto con la sustitución del mismo a mi favor
- ☐ Documento de cesión del inventor al solicitante o a su causante.
- ☐ Declaraciones.
- ☒ Copia de la solicitud internacional (Resumen, descripción, reivindicaciones, dibujos).
- ☒ Traducción de la solicitud internacional al castellano (Resumen, descripción, reivindicaciones, dibujos).
- ☐ Copia del examen preliminar internacional efectuado por la Autoridad Internacional de Examen Preliminar (IPEA).
- ☐ Traducción del examen preliminar internacional efectuado por la IPEA.
- ☐ De ser el caso, copia del contrato de acceso.
- ☐ De ser el caso, documento que acredite la licencia o autorización de uso de conocimientos tradicionales de las comunidades indígenas.
- ☐ De ser el caso, certificado de depósito del material biológico.
- ☒ Arte final 12x12
- ☐ De ser el caso, información sobre otras solicitudes de patente o títulos obtenidos en el extranjero por el mismo titular o su causante, relacionadas parcial o totalmente con la invención de esta solicitud.
- ☐ De ser el caso, modificaciones efectuadas a la solicitud internacional.
- ☒ Otros: **Tarjeta Propietario, Extracto para la publicación**

11 FIGURA CARACTERISTICA:



12 Solicito la concesión de la patente,

NOMBRE:

MARGARITA CASTELLANOS ABONDANO

FIRMA:

Margarita Castellanos Abondano
C.C. No. 89.779.654 Usaquén - TPA 70.819 C.S.J.

03 FEB. 2012

23983

SUPERINTENDENCIA DE INDUSTRIA Y COMERCIO
NIT : 800.176.089-2
- / -

 Industria y Comercio SUPERINTENDENCIA	RECIBO DE CAJA	No. 12 - 006300
		Bogotá D.C., Enero 23 de 2012 - 14:20:58

RECIBIDO DE : CASTELLANOS Y Y CO	NI 800.174.641
----------------------------------	----------------

*** Soporte del Pago ***					
TIPO PAGO	BANCO	CUENTA	No. PAGO	FECHA PAGO	VR. PAGO
CONSIGNACION	BANCO DE BOGOTA	062754387	457586791	20/01/2012	7.210.000.00

*** Conceptos Pagados ***			
CANT.	RENTISTICO	CONCEPTO	Vr.UNDITARIO Vr.CONCEPTO
1	50005-01-01 SOLICITUDES	1 TRAMITES DE SOL. DE PATENTE DE INVENCIÓN	590.000.00 590.000.00
			\$590.000.00
=====			

SON: **QUINIENTOS NOVENTA MIL PESOS MONEDA CORRIENTE**

Responsable: _____
Recibo de Caja Aplicado al Expediente No. _____

SUPERINTENDENCIA DE INDUSTRIA Y COMERCIO

No. 12-019261- -00000-0000
Fecha: 2012-02-03 14:12:48 Dep. 2020 DIR.NUEVASCR
Tra. 11 PATENTEIYII Eve: 378 FASENACIONALI
Act. 411 PRESENTACION Folios: 52

SUPERINTENDENCIA DE INDUSTRIA Y COMERCIO NIT : 800.176.089-2 - / -					
 Industria y Comercio SUPERINTENDENCIA	RECIBO DE CAJA			No. 12 - 006304	
				Bogotá D.C., Enero 23 de 2012 - 14:20:58	
RECIBIDO DE : CASTELLANOS Y Y CO				NI 800.174.641	
*** Soporte del Pago ***					
TIPO PAGO	BANCO	CUENTA	No. PAGO	FECHA PAGO	VR. PAGO
CONSIGNACION	BANCO DE BOGOTA	062754387	457586791	20/01/2012	7.210.000.00
*** Conceptos Pagados ***					
CANT.	RENTISTICO	CONCEPTO	Vr.UNDITARIO	Vr.CONCEPTO	
5 50005-01-01	SOLICITUDES	1607 REIVINDICACION UNITARIA ADICIONAL A LAS 10 INICIALES	30.000.00	150.000.00	
				\$150.000.00	
=====					
SON: **CIENTO CINCUENTA MIL PESOS MONEDA CORRIENTE***					
Responsable: _____ ***_			SUPERINTENDENCIA DE INDUSTRIA Y COMERCIO		
Recibo de Caja Aplicado al Expediente No. _____					
			No. 12-019261- -00000-0000		
			Fecha: 2012-02-03 14:12:48 Dep. 2020 DIR.NUEVASCR		
			Tra. 11 PATENTEIYII Eve: 378 FASENACIONALI		
			Act. 411 PRESENTACION Folios: 52		
Sede Centro: Carrera 13 No. 27 - 00 Pisos 3,4,5 y 10 Bogotá, D.C.- Colombia					
Web: www.sic.gov.co e-mai: info@sic.gov.co Conmutador: (571) 5870000 Fax: (571) 5870284 Línea: 018000-910165 Call Center: (571) 6513240					
, Enero 23 de 2012 - 14:21:00					

(12) INTERNATIONAL APPLICATION PUBLISHED UNDER THE PATENT COOPERATION TREATY (PCT)

(19) World Intellectual Property Organization
International Bureau



(43) International Publication Date
20 January 2011 (20.01.2011)

PCT

(10) International Publication Number
WO 2011/006223 A1

- (51) International Patent Classification:
C22B 3/10 (2006.01) C22B 23/00 (2006.01)
- (21) International Application Number:
PCT/BR2010/000227
- (22) International Filing Date:
14 July 2010 (14.07.2010)
- (25) Filing Language: English
- (26) Publication Language: English
- (30) Priority Data:
61/225,664 14 July 2009 (14.07.2009) US
12/835,445 13 July 2010 (13.07.2010) US
- (71) Applicant (for all designated States except US): VALE S.A. [BR/BR]; Avenida Graça Aranha, 26, Centro, 20030-000 Rio de Janeiro - RJ (BR).
- (72) Inventors; and
- (75) Inventors/Applicants (for US only): CLARETI PEREIRA, Antonio [BR/BR]; Avenida Graça Aranha, 26, Centro, 20030-000 Rio de Janeiro - RJ (BR). VALENTIM BERNI, Tiago [BR/BR]; Avenida Graça Aranha, 26, Centro, 20030-000 Rio de Janeiro - RJ (BR).
- (74) Agents: VEIRANO ADVOGADOS et al.; Avenida das Nações Unidas, 12995 - 18º andar, 04578-000 São Paulo - SP (BR).

- (81) Designated States (unless otherwise indicated, for every kind of national protection available): AE, AG, AL, AM, AO, AT, AU, AZ, BA, BB, BG, BH, BR, BW, BY, BZ, CA, CH, CL, CN, CO, CR, CU, CZ, DE, DK, DM, DO, DZ, EC, EE, EG, ES, FI, GB, GD, GE, GH, GM, GT, HN, HR, HU, ID, IL, IN, IS, JP, KE, KG, KM, KN, KP, KR, KZ, LA, LC, LK, LR, LS, LT, LU, LY, MA, MD, ME, MG, MK, MN, MW, MX, MY, MZ, NA, NG, NI, NO, NZ, OM, PE, PG, PH, PL, PT, RO, RS, RU, SC, SD, SE, SG, SK, SL, SM, ST, SV, SY, TH, TJ, TM, TN, TR, TT, TZ, UA, UG, US, UZ, VC, VN, ZA, ZM, ZW.
- (84) Designated States (unless otherwise indicated, for every kind of regional protection available): ARIPO (BW, GH, GM, KE, LR, LS, MW, MZ, NA, SD, SL, SZ, TZ, UG, ZM, ZW), Eurasian (AM, AZ, BY, KG, KZ, MD, RU, TJ, TM), European (AL, AT, BE, BG, CH, CY, CZ, DE, DK, EE, ES, FI, FR, GB, GR, HR, HU, IE, IS, IT, LT, LU, LV, MC, MK, MT, NL, NO, PL, PT, RO, SE, SI, SK, SM, TR), OAPI (BF, BJ, CF, CG, CI, CM, GA, GN, GQ, GW, ML, MR, NE, SN, TD, TG).

Published:
— with international search report (Art. 21(3))

(54) Title: PROCESS OF RECOVERY OF BASE METALS FROM OXIDE ORES

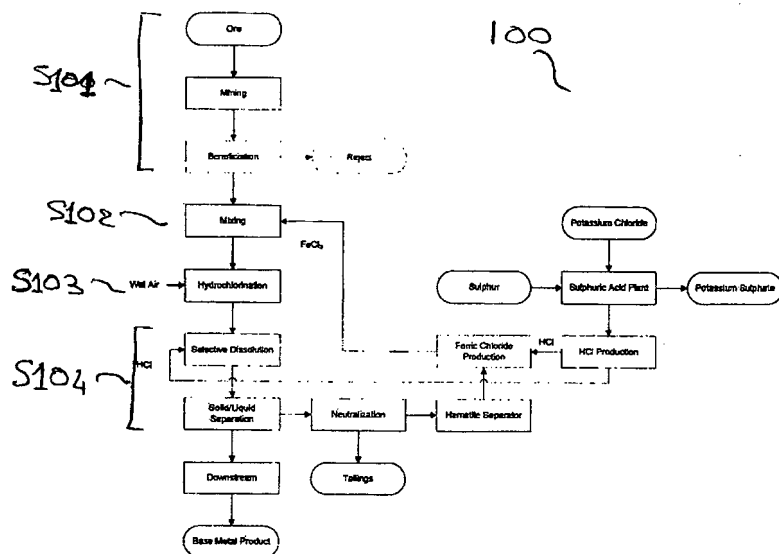


Figure 1

(57) Abstract: A method for recovering base metal values from oxide ore is provided, where the ore includes a first group metal selected from nickel, cobalt and copper. The method includes reducing ore particle size to suit the latter unit operation, favoring contact for the metal elements, contacting the ore with ferric or ferrous chloride, hydrated or anhydrous, to produce a mix of ore and iron (II or III) chloride subjecting the mixture of the ore and ferric or ferrous chloride to enough energy to decompose the chlorides into hydrochloric acid and a iron oxides from the second group, forming their respective chlorides, selectively dissolve the produced base metal chlorides, leaving the metal as oxides and in the solid state, and recovering the dissolved base metal values from aqueous solution.

PROCESS OF RECOVERY OF BASE METALS FROM OXIDE ORES

RELATED APPLICATION

[0001] This application claims priority from U.S. provisional patent application No. 61/225,264, titled "Method for Extraction of Base Metal Value from Oxide," filed on July 14, 2009, and which is incorporated by reference herein in its entirety.

BACKGROUND OF THE INVENTION

1. Field of Invention

[0002] The present disclosure relates to recovery of base metal values, such as nickel, cobalt, copper and the like, from oxide type materials.

2. Description of Related Art

[0003] There are several methods available to those skilled in the art for the extraction of nickel and other base metals from oxide ores, and especially from laterites. These conventional methods generally have several disadvantages that render producing nickel from laterites a difficult task.

[0004] The choice of a hydrometallurgical route for nickel laterites is highly dependent on ore characteristics because no conventional process can be generally applied thoroughly. Parameters such as flexibility, high recovery, and savings of energy, reagents and water are not only desired, but are essential to a viable hydrometallurgical plant. There are several leaching options available for nickel laterites, such as the Caron process (roasting/reducing/ammonia-based leaching) or the pressure acid leaching (PAL or HPAL – high pressure acid leaching), but these leaching options are generally associated with high operational and capital costs. There are other options being developed, trying to reduce those costs, such as atmospheric acid leaching in agitated tanks or heap leaching (McDonald and Whittington, 2007; Whittington, McDonald, Johnson and Muir, 2002).

[0005] Even though there are commercially available hydrometallurgical options for nickel laterites and plenty of development in the field with good technical background, these options are still costly. High capital and economical costs are related to the number and complexity of unit operations that are currently needed for

nickel extraction and their complexity. Researchers have been struggling to find solutions for issues such as high acid consumption, impurities extraction, solid/liquid separation, among others. Hydrometallurgical purification of nickel often deals with high volumes and low concentration of valuable metals, thus considerably increasing overall operational costs.

[0006] High acid consumption is one of the main components of operational costs of laterite leaching. Nickel and the other base metals are usually bonded in ferruginous ores, as in limonites, or in saprolite matrixes, both being rich in magnesium. Accordingly, in order to effectively leach those elements, iron and magnesium need to be leached, both iron and magnesium being available in high amounts and thus increasing overall acid consumption. That is the main issue with conventional atmospheric or heap leaching operations, as seen throughout the available literature, for example in patent applications WO/2010/000029, WO/2009/146518, WO/2009/018619, EP1790739 and many others. An excess of acid is needed to achieve high extractions of payable metals. It is known for those skilled in the art that high pressure acid leaching (PAL or HPAL) can deal with the high ferruginous ores, as all iron is hydrolyzed, but magnesium remains an issue.

[0007] Document WO 2010000029 (BHP Billiton SSM) teaches a process for the recovery of nickel and cobalt from a nickeliferous oxidic ore by heap leaching and/or atmospheric agitation leaching, the process generally including mixing a sulfur containing reductant selected from reductants that do not include copper into a nickeliferous oxidic ore, leaching the reductant/ore mixture with an acidic leach reagent to produce a pregnant leach solution including nickel, cobalt, iron substantially in a ferrous form and other acid soluble impurities, and recovering the nickel and cobalt from the pregnant leach solution.

[0008] WO 2009146518 – (VALE S.A.) describes a process of recovering nickel and cobalt and regenerating the main raw materials, the process including granulometric separation, leaching, neutralization, mixed hydroxide precipitate (MHP) production in only one stage and the pressure crystallization of magnesium sulphite. The process proposes a way to recover nickel and cobalt from laterite ores through atmospheric and heap leaching with staged addition of ore - by size separation - and H₂SO₄, decreasing the nickel losses, simplifying the neutralization

circuit and producing a more purified MHP. The present process route is employed for nickel extraction, including the one from high magnesium containing lateritic ores.

[0009] WO 2009 018619 (BHP Billiton SSM) describes an atmospheric leach process in the recovery of nickel and cobalt from lateritic ores, the process including providing limonitic and saprolitic ore fractions of a laterite ore, separately slurrying the limonitic and saprolitic ore fractions to produce a limonitic ore slurry and a saprolitic ore slurry, separating any limonitic type minerals from the saprolitic ore slurry to produce a saprolitic feed slurry, milling or wet grinding the saprolitic feed slurry, leaching the limonitic ore slurry with concentrated sulfuric acid in a primary leach step, introducing the saprolitic feed slurry to the leach process in a secondary leach step by combining the saprolitic feed slurry with the leached limonite slurry following substantial completion of the primary leach step, and releasing sulfuric acid to assist in leaching the saprolite feed slurry, wherein the saprolitic feed slurry is substantially free of all limonitic type minerals before it is introduced to the leach process.

[0010] EP 1790739 (Companhia Vale do Rio Doce) teaches a process for extraction of nickel, cobalt, and other metals from laterite ores by heap leaching, and of the product obtained as well, characterized by the fact that it is comprised of crushing, agglomeration, stacking and heap leaching stages, with this last stage being a continuous, countercurrent, heap leaching system with two or more stages, comprised of two phases, one of which is composed of the ore, or solute, and the other is composed of the leaching solution, or solvent, which are supplied at opposite ends of the series of stages and flow in opposite directions. Upon cessation of leaching in the last stage, its solute is removed and a new stage is introduced at the first position, formed by new ore to be leached by the solvent solution, which is introduced from the last stage, percolating or flowing through all the previous stages until it reaches the first stage, being separated if loaded with target metals.

[0011] Another issue with acid leaching of oxide base metals ores is neutralization and solid-liquid separation. A neutralizing agent, such as, but not limited to, lime, limestone or magnesia, is needed to increase solution pH and hydrolyze some impurities from solution. This operation produces hydroxides, as ferric hydroxides, that make solid-liquid separation very onerous. Rheology is often

a problem too. To avoid that problem, high dilution of the solution is needed, and higher volumes of poorer solution are needed to be purified.

[0012] Effluent treatment could also be an issue, as magnesium levels can be prohibitive. There are several methods for removing magnesium from solution, but all come with a high cost. Solid residue is also not very stable and needs large tailings ponds.

[0013] One patent application, WO/2009/026694, from Berni et al, attempts to address the above-discussed issues by contacting HCl gas and oxide ore. This patent application uses the fact that iron, aluminum and magnesium chlorides can be selectively decomposed from payable metals, then recovering HCl and producing a much cleaner solution to treat and that is free of iron, magnesium, manganese or aluminum. This technique also produces a stable solid residue and in smaller quantity.

[0014] The major hurdle on HCl usage for base metals extraction has normally been focused on the need to use highly corrosion resistant materials and to control hydrogen chloride gas emissions.

[0015] Gybson and Rice (1997) showed the advantages of hydrochloric acid usage for nickel laterite extraction. There is substantial literature examining the use of hydrochloric acid and several new processes proposed in recent years based upon novel chemistry only achieved in strong chloride liquors.

SUMMARY

[0016] Various aspects of the present invention bring a controlled process that promotes in-situ generation of HCl, reducing corrosion problems, thus reducing capital costs. Ferric or ferrous chloride is agglomerated with the ore and later submitted to selective hydrolysis of the iron chloride. The agglomeration and hydrolysis depend on the iron oxidation stage and generates in-situ HCl that attacks base metals oxides, forming metal chlorides. These chlorides are later solubilized in water, generating an iron and aluminum-free leach effluent. This effluent can then be submitted to any known and more simplified purification technology because there is no longer a need for an iron removal stage.

[0017] Aspects of this invention reduce the impact of using direct HCl to leach oxide ores by indirect hydrochlorination using ferric or ferrous chloride. As a result, the use of HCl is limited to a smaller unit operation, reducing overall costs and maintenance.

[0018] A method for recovering base metal values from oxide ores is provided according to various aspects of the current invention. According to various aspects, the ore includes a first metal selected from the group consisting of at least one of iron, magnesium and aluminum and a second metal selected from nickel, cobalt and copper. The method may include the steps of reducing ore particle size to suit the latter unit operations, favoring contact of the metal elements, contacting the ore with at least one of ferric or ferrous chloride, hydrated or anhydrous, to produce a mix of ore and iron(II or III) chloride, subjecting the mixture of the ore and ferric or ferrous chloride to enough energy to decompose the chlorides into hydrochloric acid and a iron oxide, preferably hematite, contacting the readily-formed hydrochloric acid with the base metal oxides from the second group described above, forming their respective chlorides, and selectively dissolve the produced base metal chlorides, leaving the metals from the first group as oxides and in the solid state. The method may also include methods of recovering the dissolved base metal from aqueous solution.

BRIEF DESCRIPTION OF THE DRAWINGS

[0019] Fig. 1 is an illustration of a method for extracting base metals from laterite ore, according to various aspects of the present invention;

[0020] Fig. 2 is a graph illustrating Gibbs free energy behavior with temperature for indirect hydrochlorination utilizing ferric chloride, according to various aspects of the present invention; and

[0021] Fig. 3 is a graph illustrating Gibbs free energy behavior with temperature for indirect hydrochlorination utilizing ferrous chloride, according to various aspects of the present invention.

DETAILED DESCRIPTION OF THE INVENTION

[0022] Aspects of the present invention relate to a process for recovering base metal values from oxide materials, specifically metals found, e.g., in laterite ores, such as nickel, cobalt and copper.

[0023] In accordance with aspects of the present invention, oxide materials such as, for example, laterite ores, are mixed with ferric or ferrous chloride to produce an iron, aluminum and magnesium-free solution that carries base metals chlorides, such as nickel, cobalt and copper, through indirect hydrochlorination, as described by equations (1) to (3) below.

[0024] Fig. 1 is an illustration of a method 100 for extracting base metals from laterite ore, according to various aspects of the present invention. As described in more details below with respect to Fig. 1, the oxide material may be initially crushed or granulated to liberate the oxide base metals prior to mixing with ferric or ferrous chloride, as indicated in step S101. The particle reduced oxide material may be mixed with ferric or ferrous chloride and agglomerated with a mineral acid if necessary, as indicated in step S102. According to various aspects, the mix of particle-reduced ore and ferric or ferrous chloride is contacted with enough wet air at high temperature to convert base metals into chlorides and iron, and aluminum and magnesium to their respective oxides, as indicated in step S103. Gibbs free energy behavior for hydrochlorination with using both ferric chloride and ferrous chloride is illustrated in Figs. 2 and 3. To obtain an iron-, aluminum- and magnesium-free solution, water may be added to the converted ore at a pH of between about 8 and 2. The pH can be controlled using a mineral acid such as, for example, hydrochloric acid, in order to avoid the newly formed oxides from leaching.

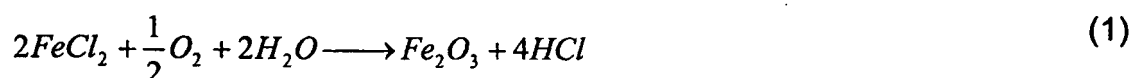
[0025] In accordance with aspects of the present invention, after solid-liquid separation such as illustrated in step S104, the solution becomes therefore iron-, aluminum- and magnesium-free. The solubilized base metals can then be purified into sellable products by various methods known by those skilled in the art. The solid portion of the solid liquid separation, after proper washing of residual solution, may be submitted to a high intensity magnetic separation to separate hematite from other oxides. Neutralization may optionally be needed. Hematite may then be

contacted with hydrochloric acid to produce ferric chloride and water. In order to produce ferrous chloride, a reducing agent, such as, but not limited to, iron may be added to the system.

[0026] In accordance with aspects of the present invention, ore is extracted from the mine to provide beneficiation plant a run-of-mine. The run of mine may then be prepared to be fed into the extraction plant. For that, it is preferable that the size of the ore is reduced to an appropriate size to liberate base metals oxides for proper indirect hydrochlorination and efficient solubilization. In accordance with aspects of the present invention, ore size may be kept between 2mm and 0.050mm, and optionally less than 0.5mm. These sizes can be obtained by different conventional unit operations well known and described in the literature, such as, but not limited to, crushing and grinding. Ore may be separated in two fractions: a first one that is rich in nickel and having about the sizes described above, and another one that is poor in nickel. The fraction of ore that is poor in nickel may be discarded. It should be noted that the above-discussed fractions and sizes are exemplary, and those skilled in the art may provide more or less fractions of varying sizes.

[0027] In accordance with aspects of the present invention, after size reduction, the ore is mixed or agglomerated with ferric or ferrous chloride sufficient for total hydrochlorination of payable base metals. Ferric or ferrous chloride can be added in the ratio between, for example, 0.05 and 1.5 times the ore mass, and optionally between 0.1 and 0.5 times the ore mass. Water or a mineral acid may optionally also be added to improve agglomeration. If ferrous chloride is used, an oxidizing agent may also be added to the ore, such as, but not limited to, oxygen, potassium permanganate, ozone or hydrogen peroxide. The oxidizing agent may be added in a similar mass ratio range as ferrous chloride. It should be noted that ferric or ferrous chloride may be obtained by any available source.

[0028] In accordance with aspects of the present invention, the oxidizing agent reacts with ferrous chloride, forming hematite and HCl, as shown by the reaction below.



[0029] In accordance with aspects of the present invention, the temperature range needed for this reaction ranges may be between 60 °C and 600 °C, optionally between about 100 °C and about 300 °C for kinetics reasons. Residence time may range between 0.5 hour and 12 hours, optionally between 1 hour and 2 hours.

[0030] When using ferric chloride, an oxidizing agent may not be necessary. The properly agglomerated ore is taken to a hydrolysis stage, usually but not limited to a kiln, where the ore is submitted to conditions under which ferric and/or ferrous chloride is decomposed, producing stable hematite or other hydrated iron oxide, and HCl. During this step, the agglomerated ore is then submitted to elevated temperature, ranging between 60 °C to 600 °C, for between a minimum of about 5 minutes and a maximum of about 24 hours. Sufficient water may need to be added, but enough water may already be present in ore moisture.

[0031] The decomposition reaction of the ferric chloride can be described as shown below.



[0032] The temperature range needed for this second reaction mechanism may ranges between 60 °C and 600 °C, and optionally around 150 °C to 350 °C. Residence time requirements may be the same as the residence time requirements for ferrous chloride.

[0033] Accordingly, it is clear from the reactions expressed by equations (1) and (2) that enough water must be provided to the system in order to ensure proper hydrolysis. Ore-free moisture may thus be controlled to be between 1% and 20% (m/m), and water vapor may also be added to the system in order to provide enough water.

[0034] The HCl generated as described above in equations (1) and (2), inside the agglomerated ore, is used to form value base metal chlorides, as shown below for a generic transition metal M that forms an oxide MO:



[0035] According to various aspects of the current invention, the newly formed chlorides are soluble in water, but the metal M such as iron, aluminum and magnesium is already in a stable form as an oxide. Accordingly, equation (3) would yield an iron, magnesium and aluminum-free effluent, easily purified by various methods available in the literature and known by those skilled in the art.

[0036] According to various aspects of the current invention, after hydrochlorination as described before is terminated, the ore could be stacked in a heap and leached with acidified water, with a pH of at least 7. Any mineral acid may be used such as, for example, sulfuric acid, nitric acid or hydrochloric acid. According to various aspects, the acid content may be increased up to 100g/L, but the pH may be kept between about 1 and about 3. Leaching solution could be recycled, with acid make-up, to increase payable metals concentration. Another possible way of solubilizing the payable metals is through agitated tanks, keeping pH at the same ranges. Residence times may be determined to be between about 5 minutes and about 24 hours, and optionally between 30 minutes and 120 minutes. Also, the solution may be heated to increase solubilization kinetics, and the percentage of solids may be kept between about 5% and about 50%, depending on how concentrated the solution needs to be. Optionally, the percentage of solids may be in the range 15% and 35%. It should be noted that any other form of solubilization known by those skilled in the art may also be employed.

[0037] According to various aspects of the current invention, after proper solubilization and solid-liquid separation, any method of downstream purification may be used. According to various aspects, there is no need of an iron removal stage and an aluminum removal stage, or of effluent treatment for magnesium or manganese removal, because these elements were already stabilized as oxides in the furnace.

[0038] According to various aspects of the current invention, tailings produced from the solid-liquid separation may be contacted with a high intensity magnetic field, after first been washed to remove residual base metals solution. Neutralization may also be needed, but may not be necessary. The magnetic field separates hematite from other oxides. It should be noted that other separation methods, known from those skilled in the art, can be used instead of a magnetic separator.

[0039] According to various aspects of the current invention, in order to produce ferric or ferrous chloride, hematite may be contacted with hydrochloric acid, producing the chosen iron chloride, as described by equations below:



[0040] It should be noted that any reducing agent may be used to form ferrous chloride, such as, for example, metal iron (Fe). Ferric chloride may also be produced by contacting metal iron with hydrochloric acid in oxidizing conditions. Hydrochloric acid may be produced by reacting a chloride salt, such as sodium chloride, potassium chloride, with an acid, such as sulfuric acid. According to various aspects, potassium chloride may be used as a chloride salt. Reacting potassium chloride with sulfuric acid produces dry hydrochloric acid (e.g., free of water) and potassium sulfate, a useful byproduct.

[0041] According to various aspects of the current invention, one of the advantages of this technology is that HCl is used in a controlled form, reducing the need for expensive equipments. Cheaper construction materials and simpler equipments are needed. Gas-solid interaction is not a big concern because HCl is generated within the agglomerated ore, diffusing throughout the material. That way, a simple kiln such as, but not limited to, a rotary kiln, can be employed at the hydrolysis stage, thus reducing capital costs. Downstream equipments are also simpler because no high chloride solution will be produced.

[0042] Various aspects of the process according to the current invention provide the advantage of base metal extraction with chlorides while reducing one of its drawbacks which is the need of special engineering and materials of construction.

[0043] Further, the following features can also summarize the benefits of various aspects of the present invention: i) increased extraction of value metal, such as copper, nickel and cobalt; ii) better deposit exploitation; iii) reduced acid consumption; iv) better settling properties of pulp; v) reduced consumption of flocculants; vi) no need for saprolite/limonite separation; vii) controlled HCl usage; viii) simple engineering; ix) simple operation; and x) reduced capital costs. The

following examples are illustrative of the experimental process according to various aspects of the current invention:

EXAMPLE 1

100g of a limonite-type ore is mixed with a laterite ore comprising 1.03% Ni, 35.06% Fe, 12% Si, 4.05% Mg, 1.94% Al, 0.64%Mn and 0.065% cobalt, and with 10g of ferric chloride hexahydrated for 180 minutes and 400 °C. Extraction results are in Table 1 below.

Table 1 – Extraction Results for Example 1

Element Extraction					
Al	Co	Fe	Mg	Mn	Ni
0.10%	98.10%	0.50%	0.30%	0.40%	95%

EXAMPLE 2

A laterite charge is subjected to a 90 minute indirect hydrochlorination at 300 °C with wet air injection. The sample contains 2.01% Ni, 0.073% Co, 49.1%Fe, 3.07%Mg and 06% SiO₂. Extraction results are show in Table 2 below.

Table 2 – Extraction Results for Example 2.

Element Extraction					
Al	Co	Fe	Mg	Mn	Ni
0.08%	94.12%	1.50%	0.21%	0.29%	96.70%

[0044] While this invention has been described in conjunction with the exemplary aspects outlined above, various alternatives, modifications, variations, improvements, and/or substantial equivalents, whether known or that are or may be presently unforeseen, may become apparent to those having at least ordinary skill in the art. Accordingly, the exemplary aspects of the invention, as set forth above, are intended to be illustrative, not limiting. Various changes may be made without departing from the spirit and scope of the invention. Therefore, the invention is intended to embrace all known or later-developed alternatives, modifications, variations, improvements, and/or substantial equivalents.

WHAT IS CLAIMED IS:

1. A process of recovery of base metals from an oxide ore including a first metal selected from the group consisting of iron, magnesium and aluminum, and a second metal selected from the group consisting of nickel, cobalt and copper, the process comprising:

contacting the oxide ore with at least one of ferric or ferrous chloride to form chlorides;

heating the mixture of the oxide ore and the at least one of the ferric or ferrous chloride to decompose the chlorides into hydrochloric acid and hematite;

contacting the hydrochloric acid with base metal oxides of the second metal to form second metal chlorides; and

selectively dissolving the second metal chlorides leaving first metal oxides in solid state.

2. The process according to claim 1, wherein, before contacting the oxide ore with at least one of ferric or ferrous chloride, reducing ore particle size from about 2 mm to about 0.050 mm or from about 2 mm to less than 0.5 mm.

3. The process according to claim 1, wherein the ferric chloride is added in a ratio of between 0.05 and 1.5 times an oxide ore mass, or between 0.1 to 0.5 times the oxide ore mass.

4. The process according to claim 1, wherein the ferrous chloride is added in a ratio of between 0.05 and 1.5 times an oxide ore mass, or between 0.1 to 0.5 times the oxide ore mass.

5. The process according to claim 4, wherein an oxidizing agent is added to the oxide ore in a ratio between 0.0001 and 10 times the ore mass to react with the ferrous chloride.

6. The process according to claim 5, wherein the oxidizing agent is selected from the group consisting of oxygen, potassium permanganate, ozone and hydrogen peroxide.

7. The process according to claim 1, wherein the heating is performed at a temperature ranging from about 60°C to about 600°C, or from about 100 °C to about 300 °C.

8. The process according to claim 1, wherein heating is performed for a period of time ranging from about 0.5 hours to about 12 hours.

9. The process according to claim 1, further comprising adding water during the heating of the mixture.

10. The process according to claim 9, wherein the adding of the water further comprises a wet air injection.

11. The process according to claim 1, wherein the oxide ore is stacked in a heap and leached with acidified water comprising hydrochloric acid up to about 100g/L and at a pH of between about 1 and about 3, at least one of prior to or during selective dissolution of the second metal chlorides.

12. The process according to claim 1, further comprising a solid-liquid separation step after selectively dissolving the second metal chlorides.

13. The process according to claim 12, wherein tailings from the solid-liquid separation step are contacted with a high intensity magnetic field to separate the hematite.

14. The process according to claim 1, further comprising:

regenerating ferric or ferrous chloride by contacting recycled hematite with hydrochloric acid by reusing the at least one of the ferric or ferrous chloride used to contact the oxide ore; and

when regenerating ferrous chloride, adding a reducing agent.

15. The process according to claim 14, wherein the reducing agent comprises a metallic iron.

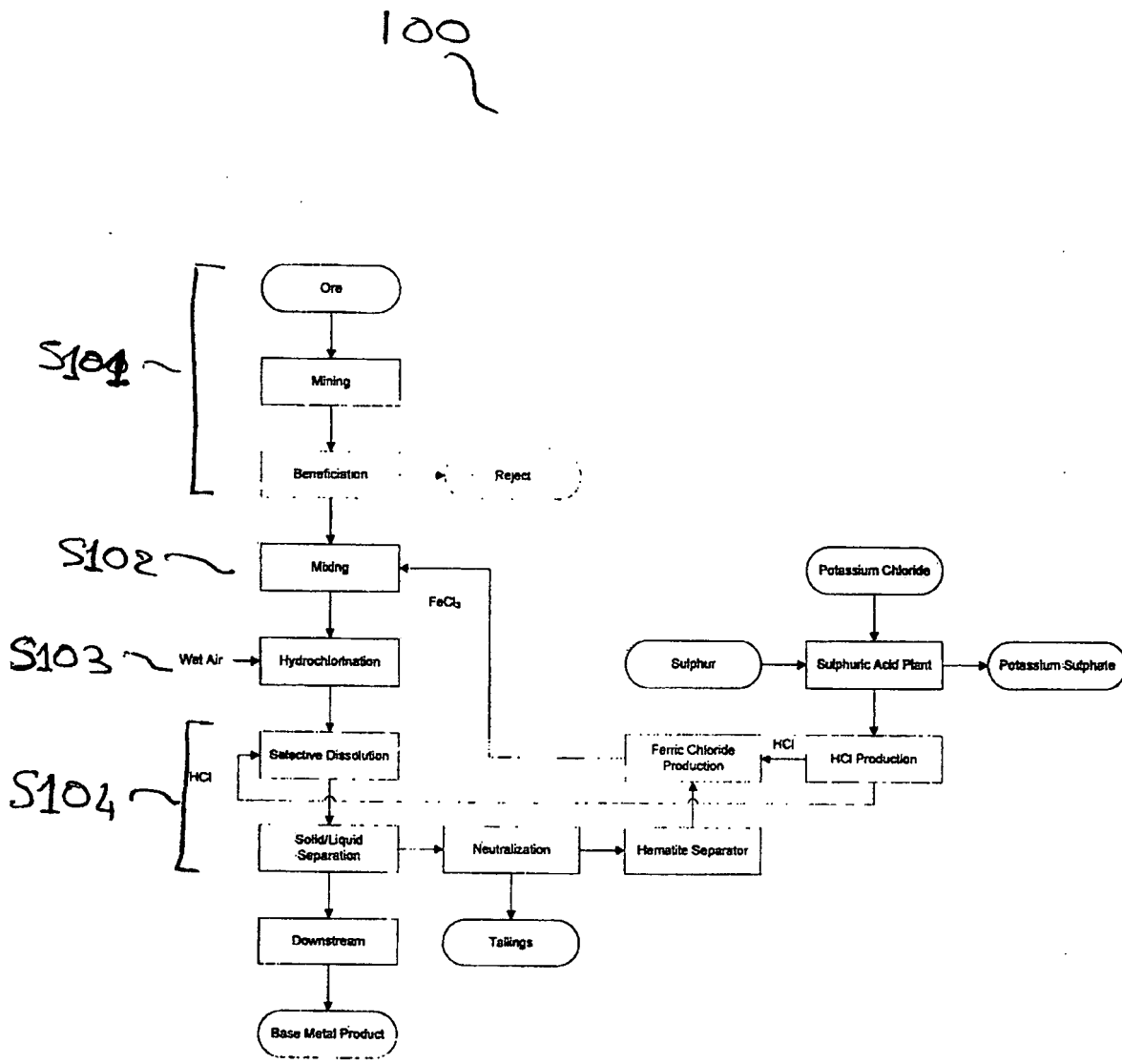


Figure 1

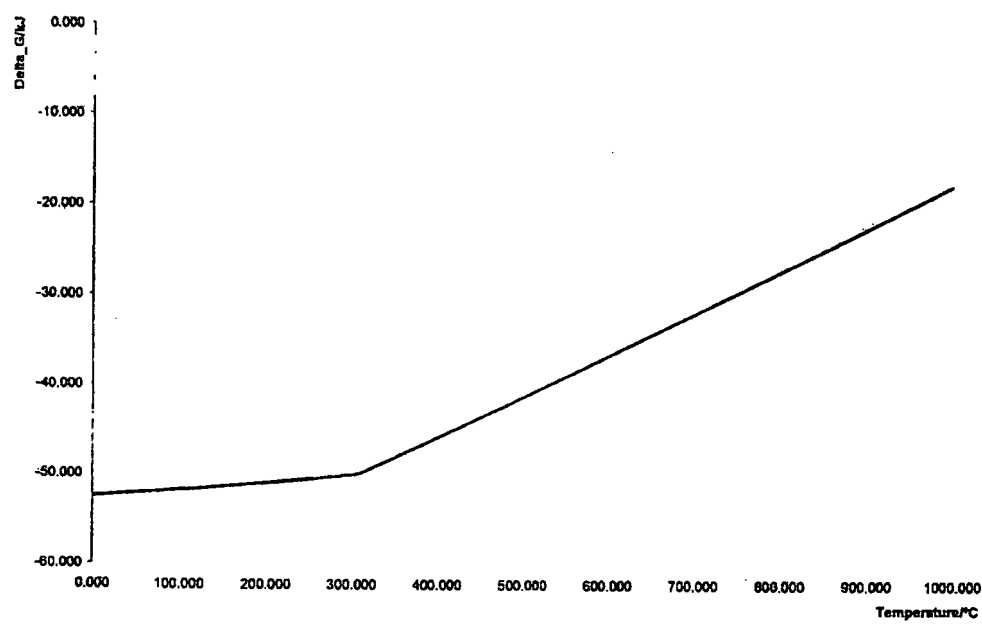


Figure 2

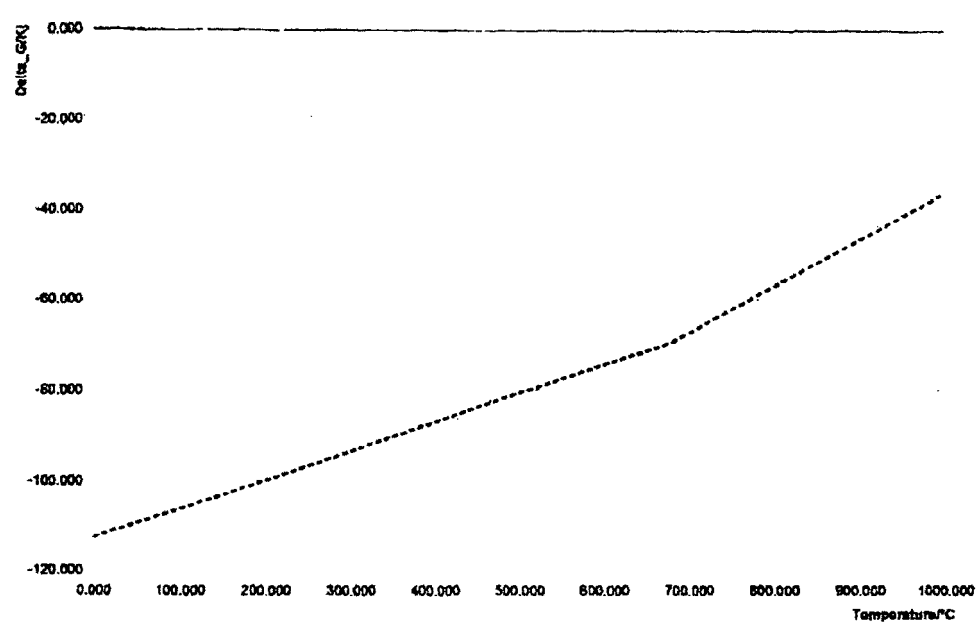


Figure 3

INTERNATIONAL SEARCH REPORT

International application N°

PCT/BR2010/000227

A. CLASSIFICATION OF SUBJECT MATTER

IPC (2010.01): C22B 3/10; C22B 23/00

According to International Patent Classification (IPC) or to both national classification and IPC

B. FIELDS SEARCHED

Minimum documentation searched (classification system followed by classification symbols)

IPC (2010.01): C22B

Documentation searched other than minimum documentation to the extent that such documents are included in the fields searched

Electronic data base consulted during the international search (name of data base and, where practicable, search terms used)

EPODOC.

C. DOCUMENTS CONSIDERED TO BE RELEVANT

Category*	Citation of document, with indication, where appropriate, of the relevant passages	Relevant to claims N°
X	CN 101285127 A (UNIV CENTRAL SOUTH [CN]) 15 October 2008 (2008-10-15) Abstract	1-4; 12; 14
Y		15
X, P	CN 101509072 A (UNIV CENTRAL SOUTH [CN]) 19 August 2009 (2009-08-19) Abstract	1-4; 9
Y, P	CN 101550491 A (YONGJU XIE [CN]) 07 October 2009 (2009-10-07) Abstract	1-4
Y, P	CN 101509073 A (YUNNAN TIN COMPANY GROUP CO LT [CN]) 19 August 2009 (2009-08-19) Abstract	1; 3-5; 10

☒ Further documents are listed in the continuation of Box C.☒ See patent family annex.

* Special categories of cited documents:

"A" document defining state of the art which is not considered to be of particular relevance

"E" earlier application or patent but published on or after the international filing date

"L" document which may throw doubts on priority claim(s) or which is cited to establish the publication date of another citation or other special reason (as specified)

"O" document referring to an oral disclosure, use, exhibition or other means

"P" document published prior to the international filing date but later than the priority claimed

"T" later document published after the international filing date or priority date and not in conflict with the application but cited to understand the principle or theory underlying the invention

"X" document of particular relevance; the claimed invention cannot be considered novel or cannot be considered to involve an inventive step when the document is taken alone

"Y" document of particular relevance; the claimed invention cannot be considered to involve an inventive step when the document is combined with one or more other such documents, such combination being obvious to a person skilled in the art

"&" document member of the same patent family

Date of the actual completion of the international search

05 October 2010

Date of mailing of the international search report

131010

Name and mailing address of the ISA/BR



INSTITUTO NACIONAL DA
PROPRIEDADE INDUSTRIAL
Rua Mayrink Veiga nº 9, 18º andar
cep: 20090-050, Centro - Rio de Janeiro/RJ
+55 21 2139-3663

Facsimile N°:

Authorized officer

Ricardo Iorio Garcia

Telephone N°:

+55 21 2139-3686/3742

INTERNATIONAL SEARCH REPORT

International application N°

PCT/BR2010/000227

C. DOCUMENTS CONSIDERED TO BE RELEVANT

Category*	Citation of document, with indication, where appropriate, of the relevant passages	Relevant to claims N°
Y	CN 01403035 A 31 December 1969 (--) Abstract	1-4; 12
Y	CA 2064543 A1 (DESJARDINS C DAVID [CA]) 01 October 1993 (1993-10-01) Description pages 1 and 9, second paragraph Claims 1, 5, 6, 17, 18, 21, 22, 24, 25	1-3; 5; 12
Y	US 3849269 A (KRUPP GMBH) 19 November 1974 (1974-11-19) Description Col.1 line 35 - Col.4 line 6; Figs. 1 and 2	1, 3-6; 12

INTERNATIONAL SEARCH REPORT
Information on patent family members

International application N°

PCT/BR2010/000227

Patent documents cited in search report	Publication date	Patent family members	Publication date
CN 101285127 A	2008-10-15	None	
-----	-----	-----	-----
CN 101509072 A	2009-08-19	WO 2010094161 A1	2010-08-26
-----	-----	-----	-----
CN 101550491 A	2009-10-07	None	
-----	-----	-----	-----
CN 101509073 A	2009-08-19	None	
-----	-----	-----	-----
CN 101403035 A	2009-04-08	None	
-----	-----	-----	-----
CA 2064543 A1	1993-10-01	None	
-----	-----	-----	-----
US 3849269 A	1974-11-19	BR 7307286 D0	1974-08-15
		-----	-----
		DE 2246413 A1	1973-08-23
		-----	-----
		FR 2200362 A1	1974-04-19
		-----	-----
		GB 1396470 A	1975-06-04

PROCESO DE RECUPERACIÓN DE METALES BÁSICOS A PARTIR DE MINERALES OXIDADOS

SOLICITUD CONEXA

5

[0001] Esta solicitud reivindica prioridad respecto de la solicitud de patente provisional de EE.UU. No. 61/225,264, titulada "Método de Extracción de Valor de Metales Básicos a partir del Óxido" presentada el 14 de julio de 2009, la cual se incorpora por referencia al presente documento en su integridad.

10

ANTECEDENTES DE LA INVENCION

1. Campo de la invención

15

[0002] La presente invención se relaciona con la recuperación de valores de metales básicos, como níquel, cobalto, cobre y metales similares, a partir de materiales oxidados.

2. Descripción de técnica afín

20

[0003] Existen diversos métodos a disposición de las personas entendidas en la técnica de la extracción de níquel y otros metales básicos de minerales oxidados, especialmente de lateritas. Estos métodos convencionales generalmente presentan una serie de desventajas que hacen difícil la tarea de
25 obtener níquel de las lateritas.

[0004] La elección de una ruta hidrometalúrgica para las lateritas de níquel depende en gran medida de las características del mineral porque, por lo general, no se puede aplicar completamente ningún proceso convencional. Los parámetros como flexibilidad, alta recuperación y ahorro de energía, reactivos y agua no sólo son deseables, sino que son fundamentales para una planta hidrometalúrgica viable. Existen diversas opciones de lixiviación disponibles para las lateritas de níquel, como el proceso Caron (tostación/reducción/lixiviación amoniacal) o la lixiviación ácida a presión (LAP o LAAP – lixiviación ácida a alta presión) pero estas opciones de lixiviación generalmente están asociadas a elevados costos operativos y de capital. Hay otras opciones en desarrollo, que tratan de reducir estos costos, como la lixiviación ácida atmosférica en tanques agitados o lixiviación en pila (McDonald y Whittington, 2007; Whittington, McDonald, Johnson y Muir, 2002).

[0005] Aun cuando existen opciones hidrometalúrgicas disponibles comercialmente para las lateritas de níquel y mucho desarrollo en el campo con buenos antecedentes técnicos, estas opciones siguen siendo costosas. Los altos costos económicos y de capital se relacionan con el número y la complejidad de las operaciones de las unidades que se necesitan en la actualidad para la extracción de níquel y frente a su complejidad. Los investigadores han estado esforzándose por encontrar soluciones a problemas como el alto consumo de ácido, la extracción de impurezas, la separación sólido/líquido, entre otros aspectos. La purificación hidrometalúrgica del níquel a menudo tiene que ver con altos volúmenes y baja concentración de metales valiosos, incrementado de esta manera considerablemente los costos operativos globales.

[0006] El alto consumo de ácido es uno de los componentes principales de los costos operativos de la lixiviación de lateritas. El níquel y los demás metales básicos usualmente están contenidos en minerales ferruginosos, como las limonitas, o en matrices de saprolitos, ambos ricos en magnesio. En consecuencia, para lixiviar eficazmente estos elementos, se necesita lixiviar el hierro y el magnesio, los cuales están disponibles en grandes cantidades, hecho que incrementa el consumo global de ácido. Éste es el problema principal de las operaciones convencionales de lixiviación atmosférica o en pila, como se puede observar en toda la literatura disponible, por ejemplo, en las solicitudes de patente WO/2010/000029, WO/2009/146518, WO/2009/018619, EP1790739 y en muchas otras solicitudes. Se necesita ácido en exceso para conseguir extracciones elevadas de metales explotables. Los expertos en la materia saben que la lixiviación ácida a alta presión (LAP o LAAP) puede servir para los minerales altamente ferruginosos, ya que todo el hierro es hidrolizado, pero el magnesio sigue representando un problema.

[0007] El Documento WO 2010000029 (BHP Billiton SSM) presenta un proceso para recuperar níquel y cobalto de un mineral oxídico níquel ferroso mediante la lixiviación en pila y/o la lixiviación atmosférica por agitación, proceso que generalmente comprende la mezcla de un reductor que contiene azufre seleccionado de reductores que no incluyen cobre en un mineral oxídico níquel ferroso; lixiviación del reductor/mezcla del mineral con un reactivo de lixiviación ácida para producir una solución de lixiviación enriquecida que contenga níquel, cobalto, hierro sustancialmente en forma ferrosa y otras impurezas solubles en ácido; y recuperación del níquel y cobalto de la solución de lixiviación enriquecida.

[0008] WO 2009146518 – (VALE S.A.) describe un proceso de recuperación de níquel y cobalto y regeneración de las materias primas principales, proceso que incluye separación granulométrica, lixiviación, neutralización, producción de precipitado de hidróxido mezclado (PHM) en una sola etapa y

5 cristalización a presión de sulfito magnésico. El proceso propone una forma de recuperar níquel y cobalto de minerales lateríticos a través de la lixiviación atmosférica y en pila con una adición gradual de mineral –por separación de tamaños – y H_2SO_4 , lo que disminuye las pérdidas de níquel, simplifica el circuito de neutralización y produce un PHM más purificado. La ruta del presente proceso

10 se emplea para la extracción de níquel, inclusive níquel de minerales lateríticos con un alto contenido de magnesio.

[0009] WO 2009 018619 – (BHP Billiton SSM) describe un proceso de lixiviación atmosférica en la recuperación de níquel y cobalto a partir de minerales

15 lateríticos, proceso que comprende lo siguiente: extraer fracciones de mineral limonítico y saprolítico de un mineral laterítico; poner en suspensión por separado las fracciones de mineral limonítico y saprolítico para producir un lodo de mineral limonítico y un lodo de mineral saprolítico; separar los minerales de tipo limonítico del lodo de mineral saprolítico a fin de producir un lodo de alimentación saprolítica;

20 moler o triturar en húmedo el lodo de alimentación saprolítica; lixiviar el lodo de mineral limonítico con ácido sulfúrico concentrado durante una etapa de lixiviación primaria; introducir el lodo de alimentación saprolítica en el proceso de lixiviación durante una etapa de lixiviación secundaria combinando el lodo de alimentación saprolítica con el lodo limonítico lixiviado luego de la realización sustancial de la

25 etapa de lixiviación primaria; y liberar el ácido sulfúrico para facilitar la lixiviación

del lodo de alimentación saprolítica, lodo de alimentación saprolítica que estará sustancialmente libre de todo mineral de tipo limonítico antes de ser introducido en el proceso de lixiviación.

5 **[0010]** EP 1790739 (Companhia Vale do Rio Doce) presenta un proceso para extraer níquel, cobalto y otros metales de minerales lateríticos mediante lixiviación en pila, y del producto obtenido también, proceso que se caracteriza porque consiste de las etapas de trituración, aglomeración, apilamiento y lixiviación en pila, siendo esta última etapa un sistema de lixiviación en pila
10 continuo y de contracorriente con dos o más etapas, conformadas por dos fases, una de las cuales se compone del mineral, o soluto, y la otra se compone de la solución de lixiviación, o solvente, los cuales se suministran en extremos opuestos de la serie de etapas y fluyen en direcciones contrarias. Tras el cese de la lixiviación en la última etapa, se retira el soluto y se introduce una nueva etapa en
15 la primera posición, formada por un nuevo mineral a ser lixiviado con la solución solvente, la cual se introduce desde la última etapa, percolándose o fluyendo a través de todas las etapas previas hasta alcanzar la primera etapa, siendo separada si está cargada de metales objetivo.

20 **[0011]** Otro problema con la lixiviación ácida de minerales oxidados para recuperar metales básicos es la neutralización y separación sólido-líquido. Se necesita un agente neutralizante, como, por ejemplo, aunque sin sentido limitativo, la cal, caliza o magnesia, para incrementar el pH de la solución e hidrolizar algunas impurezas de la solución. Esta operación forma hidróxidos, como los
25 hidróxidos férricos, que hacen muy onerosa la separación sólido-líquido. La

reología constituye un problema frecuente también. Para evitar este problema, se requiere de una alta dilución de la solución y se necesita purificar volúmenes mayores de la solución más pobre.

5 **[0012]** El tratamiento de los efluentes podría constituir un problema también, ya que los niveles de magnesio pueden ser prohibitivos. Existen diversos métodos para retirar el magnesio de la solución, pero todos conllevan un alto costo. El residuo sólido tampoco es muy estable y necesita grandes relaveras.

10 **[0013]** Una solicitud de patente, WO/2009/026694, presentada por Berni et al, intenta abordar los asuntos antes tratados poniendo en contacto cloruro de hidrógeno (HCl) gaseoso con mineral oxidado. Esta solicitud de patente se basa en el hecho de que los cloruros de hierro, aluminio y magnesio pueden descomponerse selectivamente de metales explotables, recuperando luego HCl y
15 produciendo una solución mucho más limpia para tratar, libre de hierro, magnesio, manganeso o aluminio. Esta técnica también produce un residuo sólido estable, en una cantidad más pequeña.

[0014] El mayor obstáculo del uso de HCl para la extracción de metales
20 básicos normalmente se ha centrado en la necesidad de utilizar materiales altamente resistentes a la corrosión y controlar las emisiones de cloruro de hidrógeno gaseoso.

[0015] Gybson y Rice (1997) mostraron las ventajas del empleo del ácido
25 clorhídrico para la extracción de lateritas de níquel. Existe literatura esencial que

revisa el uso del ácido clorhídrico y una serie de nuevos procesos propuestos en los últimos años en base a química novedosa sólo lograda en licores de cloruro fuertes.

5

RESUMEN

[0016] Diversos aspectos de la presente invención proponen un proceso controlado que promueve la generación in situ de HCl, reduciendo los problemas de corrosión, con lo cual disminuyen los costos de capital. El cloruro férrico o
10 ferroso se aglomera con el mineral y posteriormente se somete a hidrólisis selectiva del cloruro de hierro. La aglomeración y la hidrólisis dependen de la etapa de oxidación del hierro y generan HCl in situ que ataca los óxidos de los metales básicos, formando cloruros de metal. Estos cloruros posteriormente se solubilizan en agua, generando un efluente de lixiviación libre de hierro y aluminio.
15 Este efluente puede someterse después a cualquier tecnología de purificación conocida y más simplificada porque ya no se necesita una etapa de remoción del hierro.

[0017] Algunos aspectos de esta invención reducen el impacto de la
20 utilización de HCl directo para lixiviar minerales oxidados mediante hidrocloración indirecta utilizando cloruro férrico o ferroso. Como consecuencia de ello, el empleo de HCl se limita a la operación de una unidad más pequeña, reduciéndose los costos globales y el mantenimiento.

[0018] Se propone un método para recuperar valores de metales básicos a partir de minerales oxidados de acuerdo con diversos aspectos de la presente invención. Según dichos aspectos, el mineral incluye un primer metal elegido del grupo constituido de al menos uno de los metales hierro, magnesio y aluminio y un
5 segundo metal elegido de entre níquel, cobalto y cobre. El método puede incluir las siguientes etapas: reducir el tamaño de las partículas del mineral a fin de que éste sea adecuado para las operaciones posteriores; favorecer el contacto de los elementos metálicos; poner en contacto el mineral con al menos uno de cloruro férrico o ferroso, hidratado o anhidro, para producir una mezcla de mineral y
10 cloruro de hierro (II o III) sometiendo la mezcla del mineral y el cloruro férrico o ferroso a suficiente energía para descomponer los cloruros en ácido clorhídrico y un óxido de hierro, de preferencia hematites; poner en contacto el ácido clorhídrico fácilmente formado con los óxidos de los metales básicos del segundo grupo descrito anteriormente; formar sus respectivos cloruros; disolver selectivamente
15 los cloruros de los metales básicos producidos y dejar los metales del primer grupo en forma de óxidos y en estado sólido. El método también puede incluir procedimientos de recuperación del metal básico disuelto a partir de la solución acuosa.

20

BREVE DESCRIPCIÓN DE DIBUJOS

[0019] La Figura 1 ilustra un método de extracción de metales básicos de mineral laterítico, según diversos aspectos de la presente invención;

[0020] La Figura 2 es un gráfico que ilustra el comportamiento de la energía libre de Gibbs con temperatura de la hidroclicación indirecta utilizando cloruro férrico, según diversos aspectos de la presente invención; y

- 5 **[0021]** La Figura 3 es un gráfico que ilustra el comportamiento de la energía libre de Gibbs con temperatura de la hidroclicación indirecta utilizando cloruro ferroso, según diversos aspectos de esta invención.

DESCRIPCIÓN DETALLADA DE LA INVENCION

10

[0022] Algunos aspectos de la presente invención se relacionan con un proceso de recuperación de valores de metales básicos a partir de materiales oxidados, específicamente metales hallados, por ejemplo, en minerales de laterita, como níquel, cobalto y cobre.

15

[0023] De acuerdo con algunos aspectos de esta invención, los materiales oxidados como, por ejemplo, minerales de laterita, se mezclan con cloruro férrico o ferroso para producir una solución libre de hierro, aluminio y magnesio que transporta cloruros de metales básicos como níquel, cobalto y cobre a través de

20 hidroclicación indirecta, como lo describen las ecuaciones del (1) al (3) más adelante.

[0024] La Figura 1 presenta la ilustración de un método 100 para extraer metales básicos de mineral de laterita, según diversos aspectos de esta invención.

25 Como se describe con más detalle en las siguientes líneas en relación con la

Figura 1, inicialmente se puede triturar o granular el material oxidado para liberar el óxido de los metales básicos antes de mezclar con cloruro férrico o ferroso, como se indica en el paso S101. El material oxidado de partículas reducidas puede mezclarse con cloruro férrico o ferroso y aglomerarse con un ácido mineral, de ser necesario, como se indica en el paso S102. Según varios aspectos de la invención, la mezcla de mineral de partículas reducidas y cloruro férrico o ferroso entra en contacto con suficiente aire húmedo a alta temperatura para convertir los metales básicos en cloruros y hierro, y el aluminio y magnesio a sus respectivos óxidos, conforme se indica en el paso S103. En las Figuras 2 y 3 se ilustra el comportamiento de la energía libre de Gibbs para la hidrocloración empleando tanto cloruro férrico como cloruro ferroso. Para obtener una solución libre de hierro, aluminio y magnesio, se puede añadir agua al mineral convertido a un pH de entre aproximadamente 8 y 2. El pH puede controlarse utilizando un ácido mineral como, por ejemplo, ácido clorhídrico, a fin de evitar los óxidos recién formados de la lixiviación.

[0025] De acuerdo con algunos aspectos de la presente invención, después de la separación sólido-líquido como se ilustra en el paso S104, la solución queda consiguientemente libre de hierro, aluminio y magnesio. Los metales básicos solubilizados pueden luego ser purificados convirtiéndose en productos vendibles mediante varios métodos conocidos por los expertos en la materia. Después de un adecuado lavado de la solución residual, la porción sólida de la separación sólido-líquido puede someterse a una separación magnética de alta intensidad para separar la hematites de otros óxidos. Opcionalmente, se puede necesitar la neutralización. Luego se puede poner en contacto la hematites

con el ácido clorhídrico para producir cloruro férrico y agua. A fin de producir cloruro ferroso, se puede agregar al sistema un agente reductor como, por ejemplo, aunque sin sentido limitativo, el hierro.

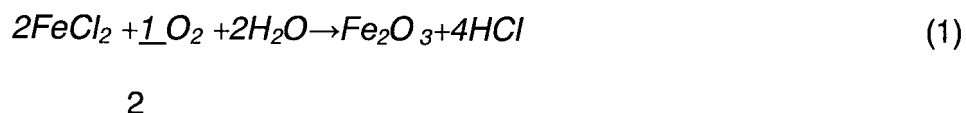
5 **[0026]** De acuerdo con algunos aspectos de la presente invención, el mineral es extraído de la mina para destinarlo a la planta de beneficio tal como sale de la mina. Luego el producto salido de la mina puede ser preparado para llevarlo a la planta de extracción. Por este motivo, es preferible reducir el mineral a un tamaño adecuado a fin de facilitar la liberación de los óxidos de los metales
10 básicos para una adecuada hidrocloración indirecta y eficiente solubilización. De conformidad con algunos aspectos de esta invención, el tamaño del mineral se puede mantener entre 2 mm y 0.050 mm y opcionalmente en menos de 0.5 mm. Estos tamaños pueden obtenerse mediante diferentes operaciones convencionales bastante conocidas y descritas en la literatura como, por ejemplo,
15 aunque sin sentido limitativo, el chancado y la trituración. El mineral puede separarse en dos fracciones: una que es rica en níquel y que tiene aproximadamente los tamaños descritos anteriormente, y otra que es pobre en níquel. Se puede descartar la fracción de mineral pobre en níquel. Cabe señalar que las fracciones y los tamaños antes mencionados son ejemplares y que los
20 expertos en la materia pueden proporcionar más o menos fracciones de diferentes tamaños.

[0027] De acuerdo con algunos aspectos de la presente invención, después de la reducción del tamaño del mineral, éste se mezcla o aglomera con
25 cloruro férrico o ferroso suficiente para la hidrocloración total de los metales

básicos explotables. El cloruro férrico o ferroso puede añadirse en una proporción de, por ejemplo, 0.05 y 1.5 multiplicado por la masa del mineral y opcionalmente entre 0.1 y 0.5 multiplicado por la masa del mineral. De forma opcional, se puede adicionar también agua o ácido mineral para mejorar la aglomeración. Si se utiliza
 5 cloruro ferroso, se puede añadir también un agente oxidante al mineral como, por ejemplo, aunque sin sentido limitativo, oxígeno, permanganato potásico, ozono o peróxido de hidrógeno. El agente oxidante puede agregarse dentro de un rango similar al de la proporción mencionada en el caso del cloruro ferroso en relación con la masa. Cabe señalar que el cloruro férrico o ferroso puede obtenerse
 10 mediante cualquier fuente disponible.

[0028] De acuerdo con algunos aspectos de la presente invención, el agente oxidante reacciona con cloruro ferroso, formando hematites y HCl, como lo muestra la siguiente reacción.

15



[0029] De acuerdo con algunos aspectos de la presente invención, el rango
 20 de temperatura necesario para esta reacción puede oscilar entre 60° y 600°C, opcionalmente entre aproximadamente 100°C y alrededor de 300°C por motivos cinéticos. El tiempo de residencia puede variar entre 0.5 hora y 12 horas, de forma opcional entre 1 y 2 horas.

[0030] Cuando se utiliza cloruro férrico, puede resultar innecesario el empleo de un agente oxidante. El mineral adecuadamente aglomerado pasa a una etapa de hidrólisis, usualmente, aunque sin sentido limitativo, a un horno, donde el mineral es sometido a condiciones bajo las cuales el cloruro férrico y/o ferroso se descompone produciendo hematites estable u otro óxido de hierro hidratado, y HCl. Durante esta etapa, el mineral aglomerado es sometido después a temperaturas elevadas, entre 60°C y 600°C, durante un mínimo de aproximadamente 5 minutos y un máximo de alrededor de 24 horas. Puede ser necesario agregar suficiente agua, aunque podría ya haber bastante agua en el contenido de humedad del mineral.

[0031] A continuación se describe la reacción de descomposición del cloruro férrico:



[0032] El rango de temperatura necesario para este segundo mecanismo de reacción puede variar entre 60° y 600°C, y opcionalmente alrededor de 150°C y 350°C. Los requisitos de tiempo de residencia pueden ser los mismos que los requisitos de tiempo de residencia del cloruro ferroso.

[0033] Por lo tanto, resulta evidente de las reacciones expresadas en las ecuaciones (1) y (2) que se debe suministrar suficiente agua al sistema para garantizar una adecuada hidrólisis. De esta forma, se puede controlar la humedad

libre de mineral manteniéndola en un rango de entre 1% y 20% (m/m), pudiendo agregarse también vapor de agua al sistema para dotarlo de suficiente agua.

[0034] El HCl generado descrito anteriormente en las ecuaciones (1) y (2),
5 dentro del mineral aglomerado, se utiliza para formar cloruros de metales básicos de valor, como se muestra a continuación con respecto a un metal de transición genérica M que forma un óxido MO:



10

[0035] De acuerdo con diversos aspectos de esta invención, los cloruros recién formados son solubles en agua, pero el metal M como el hierro, aluminio y magnesio ya se encuentra en forma estable como óxido. Por lo tanto, la ecuación (3) daría un efluente libre de hierro, magnesio y aluminio, fácilmente purificado
15 mediante diversos métodos disponibles en la literatura y conocidos por los expertos en la materia.

[0036] De acuerdo con diversos aspectos de la presente invención, después de la finalización de la hidroclicación antes descrita, el mineral podría
20 acondicionarse en una pila y lixivarse con agua acidificada, con un pH de por lo menos 7. Se puede utilizar cualquier mineral ácido como, por ejemplo, ácido sulfúrico, ácido nítrico o ácido clorhídrico. De acuerdo con diversos aspectos de la invención, el contenido de ácido puede aumentar hasta 100g/L, pero el pH puede mantenerse entre aproximadamente 1 y 3. Se podría reciclar la solución de
25 lixiviación, con reposición del ácido, para incrementar la concentración de metales

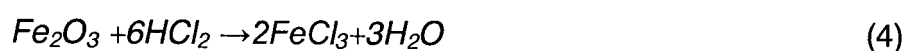
explotables. Otra vía posible de solubilización de los metales explotables se da a través de tanques agitados, manteniendo el pH en los mismos rangos. Los tiempos de residencia pueden fijarse entre aproximadamente 5 minutos y alrededor de 24 horas, y opcionalmente entre 30 y 120 minutos. Asimismo, se
5 puede calentar la solución para incrementar la cinética de solubilización, y el porcentaje de los sólidos puede mantenerse entre aproximadamente 5% y 50%, dependiendo de cuán concentrada necesita estar la solución. Opcionalmente, el porcentaje de sólidos puede estar en el rango de 15% y 35%. Cabe señalar que también se pueden emplear otras formas de solubilización conocidas por los
10 expertos en la materia.

[0037] De acuerdo con diversos aspectos de la actual invención, después de la adecuada solubilización y separación sólido-líquido, se puede utilizar cualquier método de purificación posterior. Según varios aspectos, no se necesita
15 una etapa de remoción del hierro ni una etapa de remoción del aluminio, ni el tratamiento de efluentes para la eliminación del magnesio o manganeso, porque estos elementos ya fueron estabilizados como óxidos en el horno.

[0038] De acuerdo con diversos aspectos de la presente invención, los
20 relaves producidos de la separación sólido-líquido pueden entrar en contacto con un campo magnético de alta intensidad, después de haber sido primero lavados para eliminar la solución residual de los metales básicos. También se puede necesitar la neutralización, aunque podría resultar innecesaria. El campo magnético separa la hematites de otros óxidos. Cabe señalar que se pueden

utilizar otros métodos de separación, conocidos por los expertos en la materia, en lugar de un separador magnético.

[0039] De acuerdo con varios aspectos de la actual invención, a fin de producir cloruro férrico o ferroso, se puede poner en contacto la hematites con ácido clorhídrico, produciendo el cloruro de hierro elegido, como se describe en las siguientes ecuaciones:



10



[0040] Cabe señalar que se puede utilizar cualquier agente reductor para formar cloruro ferroso como, por ejemplo, el metal hierro (Fe). Se puede producir también cloruro férrico mediante el contacto del hierro con el ácido clorhídrico en condiciones oxidantes. El ácido clorhídrico se puede producir por la reacción de una sal de cloruro, como el cloruro sódico o el cloruro potásico, con un ácido, como el ácido sulfúrico. Según diversos aspectos de la invención, se puede utilizar el cloruro potásico como una sal de cloruro. La reacción del cloruro potásico con ácido sulfúrico produce ácido clorhídrico seco (por ejemplo, libre de agua) y sulfato potásico, un subproducto útil.

[0041] Según diversos aspectos de la presente invención, una de las ventajas de esta tecnología es que HCl se utiliza de forma controlada, reduciendo la necesidad de equipos costosos. Se necesitan materiales de construcción más

baratos y equipos más sencillos. La interacción gas-sólido no constituye una gran preocupación porque HCl se genera dentro del mineral aglomerado, difundiéndose por todo el material. De este modo, se puede emplear un horno sencillo como, por ejemplo, aunque sin sentido limitativo, un horno rotativo en la
5 etapa de la hidrólisis, disminuyendo de este modo los costos de capital. Los equipos secundarios son también más simples porque no se produce ninguna solución con alto contenido de cloruro.

[0042] Diversos aspectos del proceso de la invención actual proporcionan
10 la ventaja de extraer metales básicos con cloruros mientras reducen uno de sus inconvenientes que es la necesidad de ingeniería especial y materiales de construcción .

[0043] Además, las siguientes características pueden resumir también los
15 beneficios de varios aspectos de la presente invención: i) mayor extracción de metal de valor como cobre, níquel y cobalto; ii) mejor explotación de depósitos; iii) menor consumo de ácido; iv) mejores propiedades de asentamiento de la pulpa; v) menor consumo de floculantes; vi) ninguna necesidad de separación de saprolitos/limonitas; vii) utilización controlada de HCl; viii) ingeniería simple; ix)
20 operación simple; y x) menores costos de capital. Los siguientes ejemplos son ilustrativos del proceso experimental de acuerdo con diversos aspectos de la actual invención:

EJEMPLO 1

Se mezcla 100g de mineral tipo limonita con un mineral de laterita constituido por 1.03% de Ni, 35.06% de Fe, 12% de Si, 4.05% de Mg, 1.94% de Al, 0.64% de Mn y 0.065% de cobalto, y con 10g de cloruro férrico hexahidratado durante 180 minutos y a 400°C. En la siguiente Tabla 1 se presenta los resultados de la extracción.

Tabla 1 – Resultados de la extracción del Ejemplo 1

Extracción de elementos					
Al	Co	Fe	Mg	Mn	Ni
0.10%	98.10%	0.50%	0.30%	0.40%	95%

EJEMPLO 2

Una carga de laterita es sometida a una hidroclicación indirecta de 90 minutos a 300°C con inyección de aire húmedo. La muestra contiene 2.01% de Ni, 0.073% de Co, 49.1% de Fe, 3.07% de Mg y 0.6% de SiO₂. Los resultados de la extracción se presentan en la Tabla 2 a continuación.

Tabla 2 – Resultados de la extracción del Ejemplo 2

Extracción de elementos

Al	Co	Fe	Mg	Mn	Ni
0.08%	94.12%	1.50%	0.21%	0.29%	96.70%

5

[0044] Si bien este invento ha sido descrito conjuntamente con los aspectos ejemplares enunciados anteriormente, diversas alternativas, modificaciones, variaciones, mejoras y/o equivalentes sustanciales, independientemente de que sean conocidos o de que no se prevean o no puedan preverse actualmente, pueden resultar evidentes para quienes tienen por lo menos conocimientos normales en la materia. En consecuencia, los aspectos ejemplares de la invención, expuestos anteriormente, buscan ser ilustrativos, no limitativos. Se pueden introducir diversos cambios sin apartarse del espíritu y el alcance de la invención. Por lo tanto, la finalidad es que la invención abarque todas las alternativas, modificaciones, variaciones, mejoras y/o equivalentes sustanciales que ya se conozcan o que lleguen a desarrollarse posteriormente.

10

15

REIVINDICACIONES:

1. Un proceso de recuperación de metales básicos a partir de un mineral oxidado que incluye un primer metal elegido del grupo conformado por
5 hierro, magnesio y aluminio, y un segundo metal elegido del grupo conformado por níquel, cobalto y cobre, proceso que consta de:

contacto del mineral oxidado con al menos uno de cloruro férrico o ferroso
para formar cloruros;

10

calentamiento de la mezcla del mineral oxidado y el cloruro férrico o ferroso
para descomponer los cloruros en ácido clorhídrico y hematites;

contacto del ácido clorhídrico con óxidos de metales básicos del segundo
15 metal para formar cloruros del segundo metal; y

disolver selectivamente los cloruros del segundo metal dejando los óxidos
del primer metal en estado sólido.

20 2. El proceso según la reivindicación 1, donde, antes del contacto del mineral oxidado con al menos uno de cloruro férrico o ferroso, se reduce el tamaño de las partículas del mineral de aproximadamente 2 mm a alrededor de 0.050 mm o de aproximadamente 2 mm a menos de 0.5 mm.

3. El proceso según la reivindicación 1, donde el cloruro férrico se añade en una proporción de entre 0.05 y 1.5 multiplicado por la masa de mineral oxidado, o entre 0.1 y 0.5 multiplicado por la masa de mineral oxidado.

5 4. El proceso según la reivindicación 1, donde el cloruro ferroso se agrega en una proporción de entre 0.05 y 1.5 multiplicado por la masa de mineral oxidado, o entre 0.1 y 0.5 multiplicado por la masa de mineral oxidado.

10 5. El proceso según la reivindicación 4, donde se agrega un agente oxidante al mineral oxidado en una proporción de entre 0.0001 y 10 multiplicado por la masa de mineral para reaccionar con el cloruro ferroso.

15 6. El proceso según la reivindicación 5, donde el agente oxidante es elegido del grupo conformado por oxígeno, permanganato potásico, ozono y peróxido de hidrógeno.

7. El proceso según la reivindicación 1, donde el calentamiento se realiza a una temperatura que va de 60°C a 600° C aproximadamente o de alrededor de 100°C a 300°C.

20

8. El proceso según la reivindicación 1, donde el calentamiento se realiza durante un período de entre 0.5 horas a 12 horas aproximadamente.

25 9. El proceso según la reivindicación 1, que comprende además la adición de agua durante el calentamiento de la mezcla.

10. El proceso según la reivindicación 9, donde la adición del agua comprende además una inyección de aire húmedo.

11. El proceso según la reivindicación 1, donde el mineral oxidado se acondiciona en una pila y se lixivia con agua acidificada que contiene ácido clorhídrico hasta aproximadamente 100g/L con un pH de entre aproximadamente 1 y 3, y por lo menos uno de los cloruros del segundo metal antes o durante la disolución selectiva.

12. El proceso según la reivindicación 1, que consiste además de una etapa de separación sólido-líquido después de disolver selectivamente los cloruros del segundo metal.

13. El proceso según la reivindicación 12, donde los relaves de la etapa de separación sólido-líquido entran en contacto con un campo magnético de alta intensidad para separar la hematites.

14. El proceso según la reivindicación 1, que consiste además de:
la regeneración de cloruro férrico o ferroso mediante el contacto de hematites reciclada con ácido clorhídrico reutilizando el cloruro férrico o ferroso empleado para el contacto con el mineral oxidado; y

cuando se regenera cloruro ferroso, la adición de un agente reductor.

15. El proceso según la reivindicación 14, donde el reductor consiste de un hierro metálico.

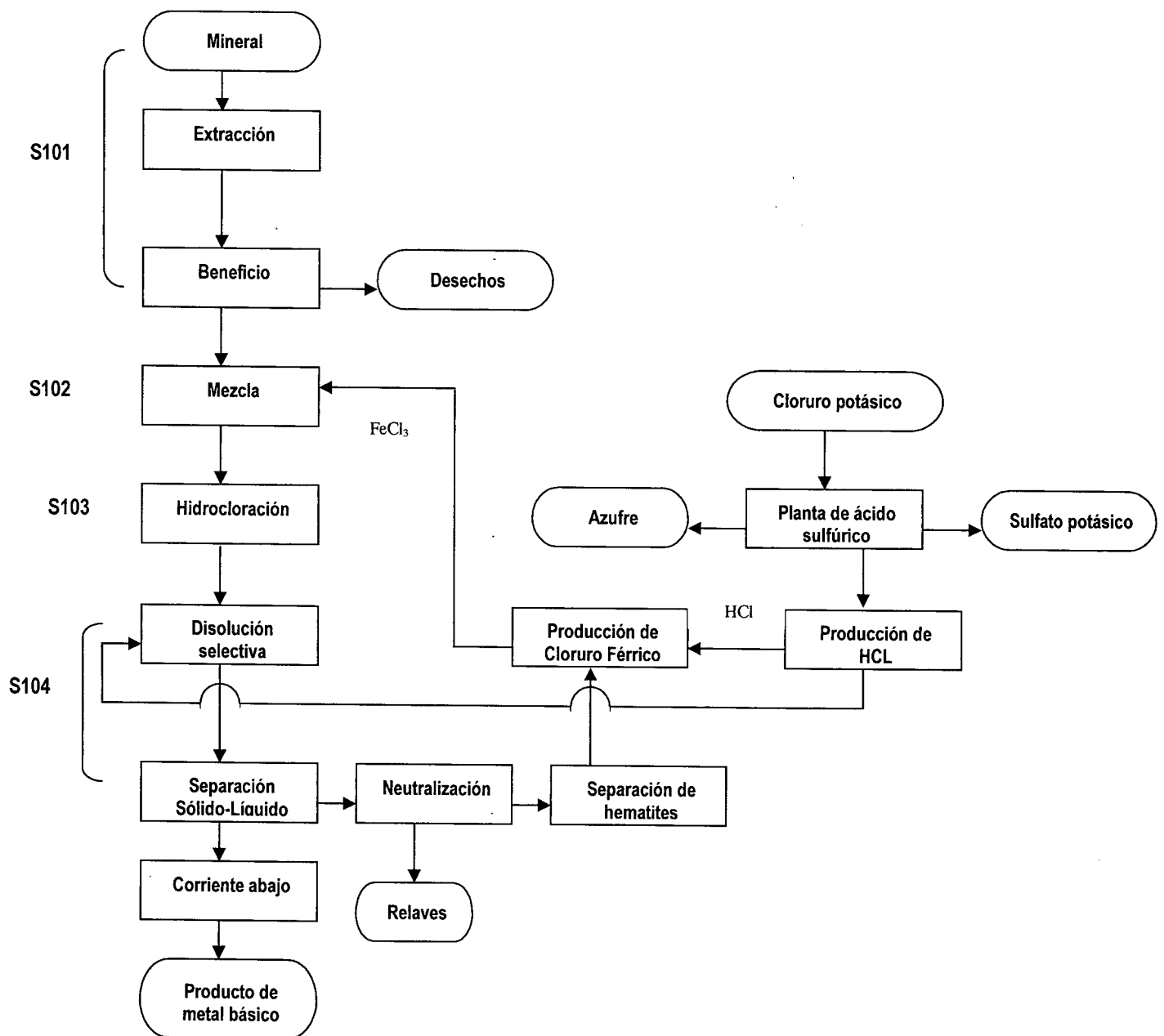


FIGURA 1

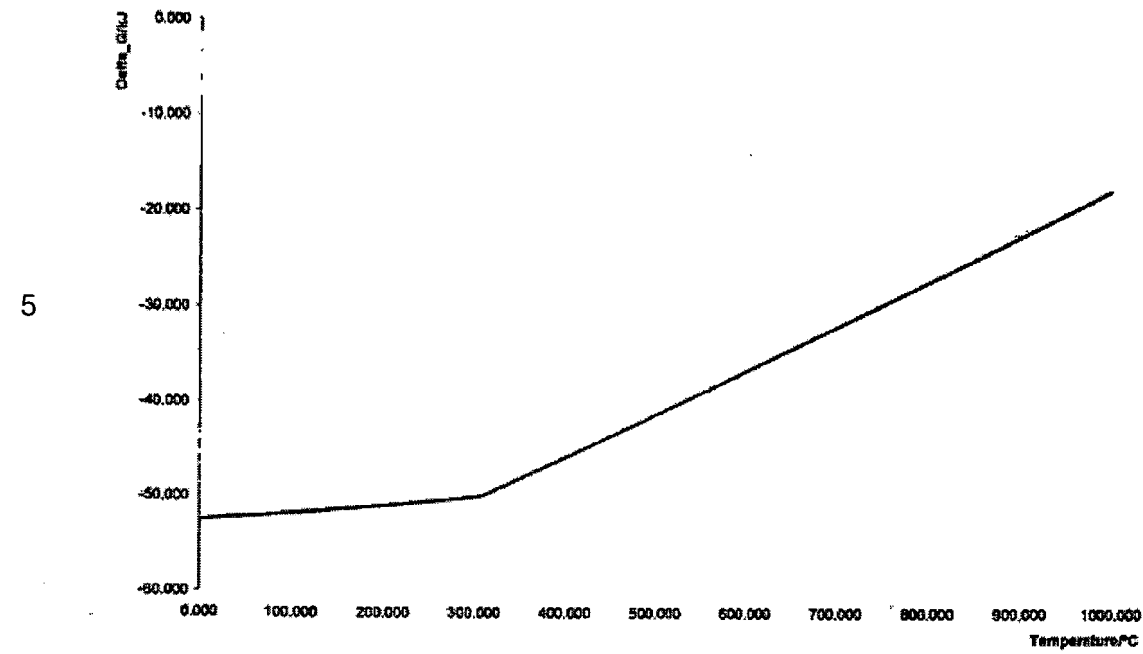


Figura 2

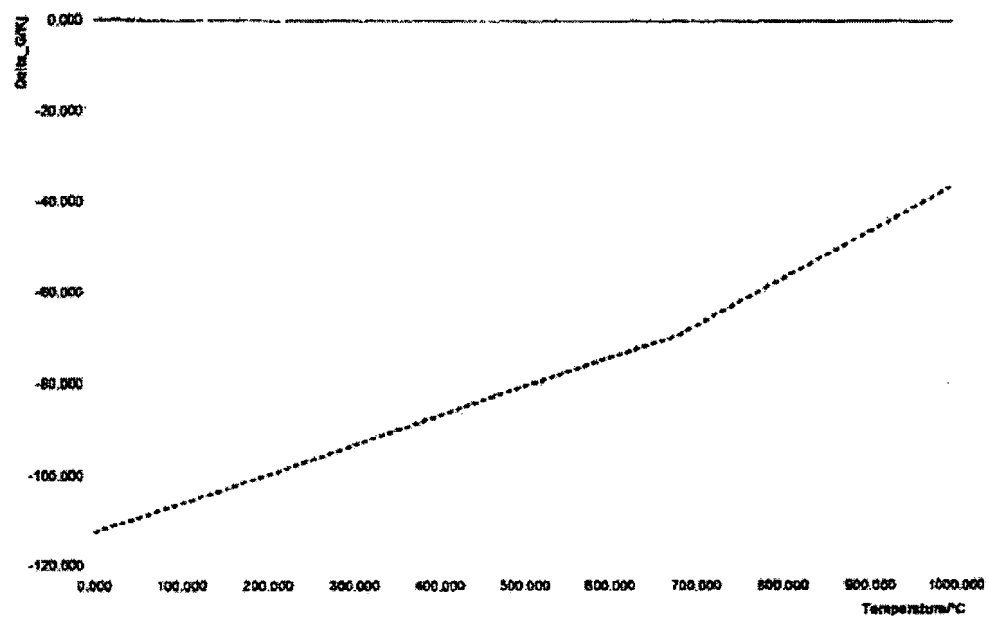


Figura 3

5

ES-Ia

330036A12

 Industria y Comercio SUPERINTENDENCIA		SUPERINTENDENCIA DE INDUSTRIA Y COMERCIO DIVISION DE NUEVAS CREACIONES TARJETA ARCHIVO PROPIETARIOS			
PATENTE DE INVENCION ____ PCT <u>X</u> MODELO DE UTILIDAD ____ DISEÑO INDUSTRIAL ____					
(21) N° de solicitud:		(22) Fecha de solicitud:			
(51) Clasificación Internacional :					
(71) Solicitante(s) VALE S.A.					
(72) Inventor(es) ANTONIO CLARETI PEREIRA, TIAGO VALENTIM BERNI					
(74) Apoderado: DRA. MARGARITA CASTELLANOS ABONDANO					
(30) Prioridad	(31)	No. Prioridad	(32)	Fecha	(33) País
		61/225.664		14/07/2009	US
		12/835.445		13/07/2010	US
(85) Fecha inicio fase nacional:			(87) Publicación internacional		
(86) Datos relativos a la presentación de la solicitud PCT			Fecha: 20/01/2011		
Fecha de presentación de la solicitud: 14/07/2010			N° publicación: WO 2011/006223 A1		
No. de solicitud PCT/BR2010/000227					
(54) Título: PROCESO DE RECUPERACION DE METALES BASICOS A PARTIR DE MINERALES OXIDADOS					

 Industria y Comercio SUPERINTENDENCIA		SUPERINTENDENCIA DE INDUSTRIA Y COMERCIO DIVISION DE NUEVAS CREACIONES EXTRACTO PARA PUBLICACIÓN SOLICITUD DE PATENTE DE INVENCION PCT	
(21) N° de solicitud: 22) Fecha de solicitud: (30) Prioridad (31) N° Prioridad (32) Fecha (33) Pais 61/225.664 14/07/2009 US 12/835.445 13/07/2010 US		(51) Int. Cl.: (71) Solicitante(s) VALE S.A. (72) Inventor(es) ANTONIO CLARETI PEREIRA TIAGO VALENTIM BERNI (74) Apoderado: MARGARITA CASTELLANOS ABONDANO	
(85) Fecha limite inicio fase nacional: (86) Datos relativos a la presentación de la solicitud PCT Fecha de presentación de la solicitud: 14/07/2010 N° de solicitud PCT/BR2010/000227		(87) Publicación internacional Fecha: 20/01/2011 N° publicación: WO 2011/006223 A1	
(54) Título: PROCESO DE RECUPERACION DE METALES BASICOS A PARTIR DE MINERALES OXIDADOS			

Reivindicación(es):

1. Un proceso de recuperación de metales básicos a partir de un mineral oxidado que incluye un primer metal elegido del grupo conformado por hierro, magnesio y aluminio, y un segundo metal elegido del grupo conformado por níquel, cobalto y cobre, proceso que consta de:

contacto del mineral oxidado con al menos uno de cloruro férrico o ferroso para formar cloruros;

calentamiento de la mezcla del mineral oxidado y el cloruro férrico o ferroso para descomponer los cloruros en ácido clorhídrico y hematites;

contacto del ácido clorhídrico con óxidos de metales básicos del segundo metal para formar cloruros del segundo metal; y
 disolver selectivamente los cloruros del segundo metal dejando los óxidos del primer metal en estado sólido.

2. El proceso según la reivindicación 1, donde, antes del contacto del mineral oxidado con al menos uno de cloruro férrico o ferroso, se reduce el tamaño de las partículas del mineral de aproximadamente 2 mm a alrededor de 0.050 mm o de aproximadamente 2 mm a menos de 0.5 mm.

3. El proceso según la reivindicación 1, donde el cloruro férrico se añade en una proporción de entre 0.05 y 1.5 multiplicado por la masa de mineral oxidado, o entre 0.1 y 0.5 multiplicado por la masa de mineral oxidado.

4. El proceso según la reivindicación 1, donde el cloruro ferroso se agrega en una proporción de entre 0.05 y 1.5 multiplicado por la masa de mineral oxidado, o entre 0.1 y 0.5 multiplicado por la masa de mineral oxidado.

5. El proceso según la reivindicación 4, donde se agrega un agente oxidante al mineral oxidado en una proporción de entre 0.0001 y 10 multiplicado por la masa de mineral para reaccionar con el cloruro ferroso.

6. El proceso según la reivindicación 5, donde el agente oxidante es elegido del grupo conformado por oxígeno, permanganato potásico, ozono y peróxido de hidrógeno.

7. El proceso según la reivindicación 1, donde el calentamiento se realiza a una temperatura que va de 60°C a 600° C aproximadamente o de alrededor de 100°C a 300°C.

8. El proceso según la reivindicación 1, donde el calentamiento se realiza durante un periodo de entre 0.5 horas a 12 horas aproximadamente.

9. El proceso según la reivindicación 1, que comprende además la adición de agua durante el calentamiento de la mezcla.

10. El proceso según la reivindicación 9, donde la adición del agua comprende además una inyección de aire húmedo.

11. El proceso según la reivindicación 1, donde el mineral oxidado se acondiciona en una pila y se lixivia con agua acidificada que contiene ácido clorhídrico hasta aproximadamente 100g/L con un pH de entre aproximadamente 1 y 3, y por lo menos uno de los cloruros del segundo metal antes o durante la disolución selectiva.

12. El proceso según la reivindicación 1, que consiste además de una etapa de separación sólido-líquido después de disolver selectivamente los cloruros del segundo metal.

13. El proceso según la reivindicación 12, donde los relaves de la etapa de separación sólido-líquido entran en contacto con un campo magnético de alta intensidad para separar la hematites.

14. El proceso según la reivindicación 1, que consiste además de:

la regeneración de cloruro férrico o ferroso mediante el contacto de hematites reciclada con ácido clorhídrico reutilizando el cloruro férrico o ferroso empleado para el contacto con el mineral oxidado; y
 cuando se regenera cloruro ferroso, la adición de un agente reductor.

15. El proceso según la reivindicación 14, donde el reductor consiste de un hierro metálico.

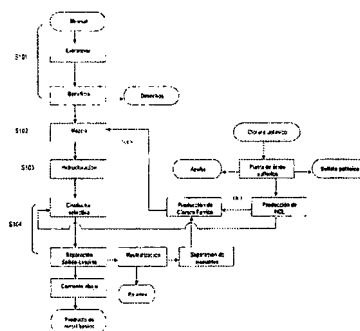


FIGURA 1



ADMISIÓN

SUPERINTENDENCIA DE INDUSTRIA Y COMERCIO



No. 12-019261- -00000-0000

Fecha: 2012-02-03 14:12:48 Dep. 2020 DIR.NUEVASCR
Tra. 11 PATENTEIYII Eve: 378 FASENACIONALI
Act. 411 PRESENTACION Folios: 52

PATENTE DE INVENCION

☐

MODELO DE UTILIDAD

☐

Art. 33 Decisión 486/00

☐

Indicación que se solicita una patente

☐

Datos de identificación del solicitante o de la persona que presenta la solicitud

☐

Descripción de la invención

☐

Dibujos de ser estos pertinentes

☐

Comprobante de pago de las tasas establecidas (de ser el caso formato de descuento)

Completa

☐

Incompleta

☐

PATENTE DE INVENCION PCT

☒

MODELO DE UTILIDAD PCT

☐

Art. 33 Decisión 486/00
Circular Única

☒

Indicación que se solicita una PCT

☒

Datos de identificación del solicitante o de la persona que presenta la solicitud

☒

Copia de la solicitud en español, tal como fue presentada inicialmente (capítulo descriptivo, reivindicatorio, resumen)

☒

Dibujos de ser estos pertinentes

☒

Comprobante de pago de las tasas establecidas (de ser el caso formato de descuento)

Completa

☒

Incompleta

☐

DISEÑO INDUSTRIAL

☐

(Art. 119 Decisión 486/00)

☐

Indicación que se solicita diseño industrial

☐

Datos de identificación del solicitante o de la persona que presenta la solicitud

☐

Representación gráfica y fotográfica del Diseño Industrial o muestra del material que incorpora el diseño

☐

Comprobante de pago de las tasas establecidas

Completa

☐

Incompleta

☐

ESQUEMA DE TRAZADO

☐

(Art. 92 Decisión 486/00)

☐

Indicación que se solicita un esquema de trazado

☐

Datos de identificación del solicitante o de la persona que presenta la solicitud

☐

Representación gráfica de un esquema de trazado

☐

Comprobante de pago de las tasas establecidas

Completa

☐

Incompleta

☐