

【特許請求の範囲】

【請求項 1】

精鉱を、溶液中に少なくとも約 15 g / L の鉄を含む酸性浸出溶液による加圧浸出に供して、亜鉛溶液と、鉄を含む固体の浸出残渣とを生成する工程と、
該亜鉛溶液を亜鉛の溶媒抽出に供して、抽出残留物と、富化された亜鉛溶液 (pregnant zinc solution) とを生成する工程と、
該富化された亜鉛溶液を、亜鉛を回収するための電解抽出に供し、結果として得られる使用済みの電解質溶液 (spent electrolyte) を生成する工程とからなることを特徴とする硫化亜鉛の鉱石または精鉱から亜鉛を回収するための方法。

【請求項 2】

前記酸性浸出溶液は、溶液中に少なくとも約 30 g / L の鉄を含むことを特徴とする請求項 1 記載の方法。

【請求項 3】

前記加圧浸出は、2 段階で反流的に (countercurrently) 行われ、
亜鉛溶液と中間的残渣とを生成する第 1 段階の浸出と、
該中間的残渣が、少なくとも約 15 g / L の鉄を含む前記酸性浸出溶液により浸出され、鉄を含む前記浸出残渣と、含有する鉄が部分的に除去された浸出溶液 (partly exhausted iron containing leach solution) とを生成する第 2 段階の浸出と、
前記含有する鉄が部分的に除去された浸出溶液により第 1 段階の浸出を行うこととからなることを特徴とする請求項 1 記載の方法。

【請求項 4】

前記酸性浸出溶液は、溶液中に少なくとも約 30 g / L の鉄を含むことを特徴とする請求項 2 記載の方法。

【請求項 5】

前記酸性浸出溶液は、約 40 g / L から約 80 g / L の鉄を含むことを特徴とする請求項 4 記載の方法。

【請求項 6】

前記酸性浸出溶液は、約 15 g / L から約 20 g / L の遊離酸を含むことを特徴とする請求項 1 記載の方法。

【請求項 7】

前記使用済みの電解質溶液は、前記亜鉛の溶媒抽出にリサイクルされることを特徴とする請求項 1 記載の方法。

【請求項 8】

少なくとも 15 g / L の鉄を含む前記酸性浸出溶液は、硫化物鉱石の浸出から結果として得られる鉄を含む残留物 (iron bearing raffinate) からなることを特徴とする請求項 1 記載の方法。

【請求項 9】

硫化物は、採鉱廃棄物の堆積に含まれる低級鉱石または廃鉱石からなることを特徴とする請求項 8 記載の方法。

【請求項 10】

前記亜鉛の溶媒抽出からの抽出残留物は、前記加圧浸出にリサイクルされることを特徴とする請求項 1 記載の方法。

【請求項 11】

前記鉱石または精鉱は、また、銅を含む加圧酸化からの亜鉛溶液中に結果として得られる銅を含み、さらに前記亜鉛溶液を前記亜鉛の溶媒抽出に先立って銅の溶媒抽出に供する工程からなることを特徴とする請求項 1 記載の方法。

【請求項 12】

前記鉄を含む残留物により硫化亜鉛鉱石を加圧浸出し、鉄を含む固体の浸出残渣と亜鉛溶液とを生成する工程からなる、鉄を含む残留物から鉄を回収する方法。

10

20

30

40

50

【請求項 13】

前記加圧浸出は、２段階で反流的に行われ、
亜鉛溶液と中間的残渣とを生成する第１段階の浸出と、
該中間的残渣が、鉄を含む残留物により浸出され、鉄を含む前記浸出残渣と、含有された鉄が部分的に除去された浸出溶液とを生成する第２段階の浸出と、
前記含有された鉄が部分的に除去された浸出溶液により第１段階の浸出を行うこととからなることを特徴とする請求項 12 記載の方法。

【発明の詳細な説明】**【0001】****【発明の属する技術分野】**

10

本発明は、２段階の浸出プロセスにおける亜鉛の加圧浸出のための方法に関するものである。

【0002】**【従来の技術】**

硫化物鉱石を含む銅山のような採鉱操作では、廃鉱石または低級鉱石が、高級鉱石から分離される。前記高級鉱石は、そこから銅等の金属を抽出するために処理される。また、低級鉱石または廃鉱石は、例えば、廃棄物の堆積中の鉱石を浸出すること（堆積浸出）により、銅の回収のために処理され、銅溶液を生成する。銅は、前記銅溶液から抽出されて、抽出残留物を生成する。

【0003】

20

廃鉱石の高い硫化鉄含有量と、天然バクテリアにより促進される大気中の酸素によるこの鉱石の自然酸化とにより、この鉱石の浸出の結果として得られる残留物の鉄濃度は、長年の操業により累積する。

【0004】

溶液から鉄を除去しようとする試みは、成功することなく行われており、結果として、溶液に含まれる大量の酸性鉄が累積されている。

【0005】**【発明が解決しようとする課題】**

本発明の目的は、鉄を溶液から除去できる方法を提供することにある。

【0006】

30

米国特許第 4004991 号は、稀 H_2SO_4 溶液中での無機硫化物を含む亜鉛及び鉄の加圧浸出のためのプロセスについて述べている。前記加圧浸出は、２段階の反流プロセスで行われ、精密に分割された硫化物は第１の浸出段階で第２の浸出段階からの溶液により浸出され、高濃度の亜鉛と低濃度の鉄と H_2SO_4 とを含む第１段階の浸出溶液を生成する。前記第１段階の浸出溶液は精製処理に供せられ、亜鉛の回収のために電解抽出により処理される。第１段階からの残渣は、第２段階で、前記電解抽出から戻ってくる電解質溶液により加圧浸出される。

【0007】

本発明の他の目的は、廃棄物の堆積浸出からの鉄を含む残留物を用いることができる別の亜鉛抽出方法を提供することである。

40

【0008】**【課題を解決するための手段】**

本発明に従って、精鉱を、溶液中に少なくとも約 15 g / L の鉄を含む酸性浸出溶液による加圧浸出に供して、亜鉛溶液と、鉄を含む固体の浸出残渣とを生成する工程と、該亜鉛溶液を亜鉛の溶媒抽出に供して、抽出残留物と、富化された亜鉛溶液とを生成する工程と、該富化された亜鉛溶液を、亜鉛を回収するための電解抽出に供し、結果として得られる使用済みの電解質溶液を生成する工程とからなることを特徴とする硫化亜鉛の鉱石または精鉱から亜鉛を回収するための方法が提供される。

【0009】

前記酸性浸出溶液は、15 g / L またはそれ以上の鉄と、約 15 乃至 20 g / L の遊離酸

50

または、鉄の硫酸化物と硫酸とを合わせて、合計で約 50 g / L の硫酸イオンを含んでいてもよい。

【0010】

また、本発明に従って、鉄を含む残留物により硫化亜鉛鉱石を加圧浸出し、鉄を含む浸出残渣と亜鉛溶液とを生成する工程からなる、鉄を含む残留物から鉄を回収する方法が提供される。

【0011】

前記加圧浸出は、好ましくは、２段階で反流的に行われ、亜鉛溶液と中間的残渣とを生成する第１段階の浸出と、該中間的残渣が、少なくとも 15 g / L の鉄を含む前記酸性浸出溶液により浸出され、鉄を含む前記浸出残渣と、含有する鉄が部分的に除去された浸出溶液とを生成する第２段階の浸出と、前記鉄が部分的に除去された浸出溶液により第１段階の浸出を行うこととからなる。

10

【0012】

好ましくは、前記酸性浸出溶液は 30 g / L の鉄を含む。

【0013】

本発明のさらなる目的及び有利な点は、以下の発明の好適な実施態様の記述から明らかになるだろう。

【0014】

【発明の実施の形態】

本発明は、添付の図面を参照して実施例により記述される。

20

【0015】

プロセス全体を示す図 1 を参照して、鉱山の廃棄物堆積中の低級硫化物鉱石、例えば 14 で示される硫化銅鉱石の酸浸出から結果として得られる残留物 12 は、最初には約 40 g / L の Fe、13 g / L の遊離酸及び少量の、例えば 0.1 g / L の銅を含んでいる。(酸濃度は、pH 4 における標準酸 - 塩基滴定により定められる。)

プロセスの効果を向上するために、残留物 12 は 16 で示されるように、最初にその容積の約 2 / 3 を蒸発させ、より濃縮された鉄及び酸、例えば 76 g / L の Fe と 25 g / L の遊離酸とを含む供給溶液を生成する。より濃縮された残留物 12 は、矢印 17 で示されるように、亜鉛の加圧浸出工程 18 に供給される。本実施例では、約 57 % の Zn と 3 % の Cu を含む硫化亜鉛精鉱が矢印 20 で示されるように加圧浸出 18 に供給され、矢印 22 で示されるように酸素も同様に供給される。

30

【0016】

加圧浸出 18 は、図 2 に示されるように２段階で反流的に実施される。即ち、第１段階 24 と第２段階 26 とである。前記プロセスは、溶液中の無視できる (negligible) 酸と鉄との間で、第１段階 24 からの富化された亜鉛溶液 30 と、第２段階 26 からの十分に浸出された残渣 32 とを生成するために、液 / 固分離 28 と共に反流形式で２つのオートクレープを含む。

【0017】

図 2 において 20 で示されるように、亜鉛の精鉱が、酸素 (矢印 22) と共に第１段階の加圧浸出 24 に供給され、矢印 34 で示されるように第２段階 26 からの部分的に除去された Fe を含む残留物を用いて浸出される。図示のように、残渣 32 から部分的に除去された残留物を分離するために、第２段階 26 の後に、液 / 固分離 36 がある。

40

【0018】

第１段階 24 からの生成物スラリーは、まだ部分的に反応 (浸出) される精鉱 (濾過ケーキ) から、富化された亜鉛溶液 30 を分離するために濾過され (液 / 固分離 28)、次いで第２段階の浸出 26 に供される。

【0019】

上述の廃棄物の堆積からの鉄を含む残留物 12 は、矢印 17 で示されるように、第２段階の浸出 26 に供給され、そこで、第１段階 24 からの部分的に浸出された精鉱の浸出が完成される。

50

【 0 0 2 0 】

第 2 段階 2 6 からの結果として得られたスラリーは濾過され（液 / 固分離 3 6 ）、このとき、鉄と酸成分とが低減されたレベルになるように部分的に除去された濾過液は第 1 段階 2 4 にリサイクルされる（上述の矢印 3 4 ）。

【 0 0 2 1 】

残渣 3 2 は、全ての沈殿された鉄を鉄ミョウバンとして含む浸出残渣である。

【 0 0 2 2 】

残渣 3 2 （濾過ケーキ）の重量は、沈殿された鉄が浸出された亜鉛と置換することにより、もともとの供給された精鉱とほぼ同一である。浸出残渣中に残留する亜鉛は低濃度で、通常 1 % 未満であり、対応して 9 8 % を超える亜鉛が溶液中に回収される。

10

【 0 0 2 3 】

鉄ミョウバンに加えて、亜鉛の加圧浸出プロセスの他の主要な副生成物は、原子状硫黄である。もともとの供給された精鉱中の硫黄の大部分は、硫化物の硫酸イオンへの酸化が最小（通常 1 0 % 未満）であるような加圧浸出プロセス 1 8 の条件により、原子状の形態に変換される。

【 0 0 2 4 】

リグノゾルまたはカルシウムリグノスルホン酸は、液体硫黄が加圧酸化 1 8 内で反応していない硫化物粒子を濡らすことと、完全な反応を妨げることとを妨げるために、低濃度、例えば 0 . 0 5 g / L から 0 . 5 g / L までで、触媒として用いられてもよい。

【 0 0 2 5 】

加圧酸化 1 8 は、約 1 5 0 、 1 0 0 g / L から 3 0 0 g / L 、好ましくは 2 0 0 g / L の固形分、気相中（乾物基準）の 8 5 % の酸素による 2 0 0 p s i g の圧力という条件で、段階 2 4 と 2 6 とのそれぞれに 1 時間維持して実施される。浸出溶液中に存在する溶解可能な鉄は、亜鉛の加圧酸化 1 8 の間、触媒として作用する。第二硫酸鉄は ZnS （固体）と反応して、可溶化された亜鉛になり、第一硫酸鉄に還元される。第一鉄は、酸化されて第二鉄状態に戻る。

20

【 0 0 2 6 】

加圧酸化 1 8 の後で、前記スラリーは大気圧にフラッシュ降下される（図示せず）。前記フラッシュ降下の結果として得られる蒸気は、特に、もし固形分のパーセンテージの低い供給物が用いられるときには、加圧酸化 1 8 で所望の温度を達成するために供給溶液の予熱に用いられる。これは、供給溶液の鉄濃度を低くできる利点がある。

30

【 0 0 2 7 】

加圧酸化 1 8 からの富化された亜鉛溶液のさらなる処理は、図 1 を参照して述べられる。加圧酸化 1 8 が図 1 では一段階としてのみ示されていることから、3 8 で示される単一の液 / 固分離は、残渣 3 2 が富化溶液 3 0 から分離されることを示し、単純化されていることに留意するべきである。

【 0 0 2 8 】

富化溶液 3 0 は、このとき約 1 1 0 g / L の Zn 、0 . 1 乃至 1 g / L の Fe 、1 乃至 1 0 g / L の遊離酸及び 6 g / L の Cu を含み、余分の酸と鉄とを除去するために、最初に、石灰または他の中和試薬（矢印 4 2 ）で、任意には空気（矢印 4 4 ）の存在下に、中和 4 0 に供せられる。これは、富化溶液 3 0 から液 / 固分離 4 8 により分離される石膏 / 鉄残渣 4 6 を生成する。このとき、富化溶液 3 0 は、約 1 1 0 g / L の Zn 、0 . 1 g / L の Fe 、0 g / L の遊離酸及び 6 g / L の Cu を含んでいる。

40

【 0 0 2 9 】

このプロセスで、液体の各種成分の濃度の値は、実施例のためのみに与えられるということが、留意されるべきである。特に、加圧酸化 1 8 への供給物中の固形分のパーセンテージは、生成溶液中の亜鉛と銅との濃度を低くも高くも変えることができる。

【 0 0 3 0 】

亜鉛の溶媒抽出をさらに効果的にするために、中和 4 0 からの富化溶液 3 0 は、5 0 で示されるように希釈される。しかしながら、所望により、鉄残留物 1 2 がそこから得られる

50

もともとの廃鉱石中の少量の銅を回収するために、中和 40 と希釈 50 との間で、銅の溶媒抽出 52 が行われてもよい。

【0031】

銅の溶媒抽出 52 は、銅の富化された抽出物（有機物）を生成する。銅の富化された抽出物は、図 3 に 53 で示すようにストリップされ、富化された電解質溶液を生成する。銅は、電解抽出 55 により、富化された電解質溶液から回収される。ストリップ 53 は、電解抽出 55 からリサイクルされる使用済みの電解質溶液により行われ、ストリップされた抽出物（有機物）は、銅の溶媒抽出 52 にリサイクルされる。

【0032】

亜鉛富化溶液 30（銅の溶媒抽出 52 からの残留物）は、このとき低減された量の銅（例えば 0.3 g/L）を含み、希釈工程 50 で、亜鉛の濃度が（もともとの約 125 ~ 130 g/L の値から）約 15 g/L に低減するように希釈される。

【0033】

希釈された亜鉛溶液は、次に、少なくとも 2 つの段階で行われる亜鉛の溶媒抽出に供せられる。後続の第 1 段階の亜鉛の溶媒抽出 54 からの亜鉛残留物は、矢印 56 で示されるように、希釈媒（diluent）として用いられる。

【0034】

亜鉛は、第 1 段階の溶媒抽出 54 で、約 3 g/L の亜鉛を含む第 1 の残留物を生成するように、約 20 % 乃至 40 % の濃度でケロセンに溶解されたジエチルヘキサホスホン酸（DEHPA）のような適切な亜鉛抽出剤を用いて、富化溶液 30 から抽出される。

【0035】

第 1 段階の溶媒抽出 54 はまた、亜鉛が富化された抽出物を生成する。亜鉛が富化された抽出物はストリップされ、図 3 に示される銅と同様に、58 で示される亜鉛を回収するための電解抽出に供せられる。

【0036】

第 1 段階の溶媒抽出 54 からの第 1 の残留物は、遊離酸を除去するために、石灰石（矢印 62）による中和 60 に供せられる。中和 60 は、液/固分離 66 により前記残留物から分離されるさらなる石膏残渣 64 を生成する。

【0037】

液/固分離 66 からの残留物は、68 で示されるように 10 : 1 に分配される。大きい方の部分（90 %）は、上述のようにリサイクルされる（矢印 56）中和された残留物である。

【0038】

小さい方の部分（10 %）は、第 2 段階の亜鉛の溶媒抽出 70 に供せられ、3 g/L の亜鉛濃度が同一の抽出剤を用いて約 0.5 g/L にさらに低減される。第 2 段階の溶媒抽出 70 からの残留物は、72 で示されるように、もともとの廃棄物の堆積抽出溶液にリサイクルされ、サイクルを完成する。

【0039】

上記プロセスは、同時に 2 つの目的を達成すると見ることができる。即ち、(i) 硫化亜鉛の精鉱から亜鉛を浸出することと、(ii) 銅の堆積浸出の残留物から効果的に可溶の鉄を除去することとである。

【0040】

本発明の好適な実施態様が詳細に示され、述べられたが、添付の請求項の範囲から離れることなく、その中で各種の変更、修正がなされてもよいことが理解されるであろう。

【図面の簡単な説明】

【図 1】

堆積浸出からの鉄を含む残留物を用いる硫化亜鉛プロセスを示す流れ図。

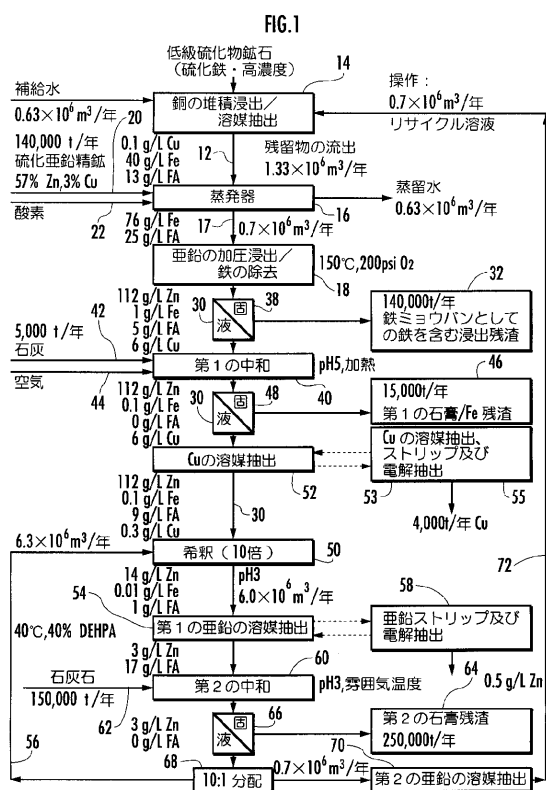
【図 2】

図 1 のプロセスの 2 段階の亜鉛の加圧浸出の詳細を示す流れ図。

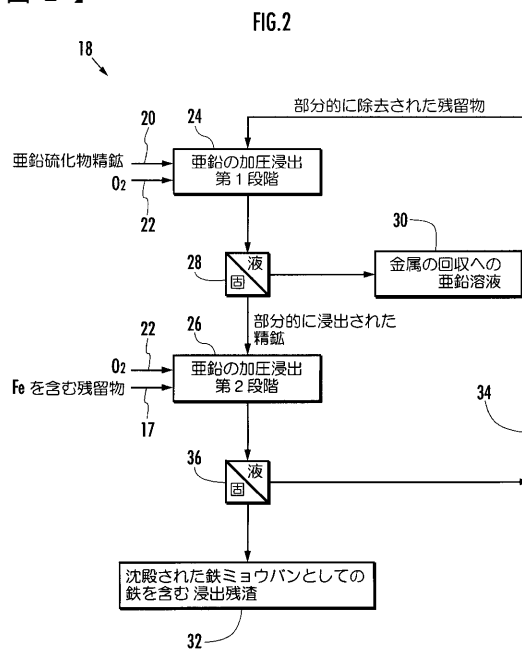
【図 3】

図1のプロセスの一部で実施される銅の溶媒抽出を示す流れ図。

【図1】

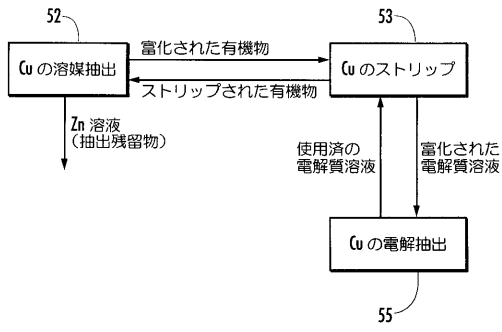


【図2】



【 図 3 】

FIG.3



【国際公開パンフレット】

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

(19) World Intellectual Property Organization
International Bureau(43) International Publication Date
14 March 2002 (14.03.2002)

PCT

(10) International Publication Number
WO 02/20855 A2

(51) International Patent Classification: C22B 3/08

(21) International Application Number: PCT/CA01/01288

(22) International Filing Date:
11 September 2001 (11.09.2001)

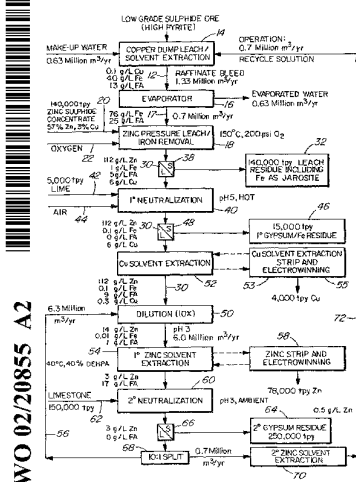
(25) Filing Language: English

(26) Publication Language: English

(30) Priority Data:
09/659,098 11 September 2000 (11.09.2000) US(71) Applicant (for all designated States except US): COM-
INCO ENGINEERING SERVICES LTD. [CA/CA],
Suite 500, 200 Burrard Street, Vancouver, British Colum-
bia V6C 3L7 (CA).(72) Inventor; and
(75) Inventor/Applicant (for US only): JONES, David, L.
[CA/CA]; 1028 - 51A Street, Delta, British Columbia V4M
2X8 (CA).(74) Agent: DE KOCK, Elbie, R.; Russell Reyneke, Suite
700 - Two Bentall Centre, 555 Burrard Street, Vancouver,
British Columbia V7X 1M8 (CA).(81) Designated States (national): AE, AG, AL, AM, AT, AU,
AZ, BA, BB, BG, BR, BY, BZ, CA, CH, CN, CO, CR, CU,
CZ, DE, DK, DM, DZ, EC, EE, ES, FI, GB, GD, GE, GH,
GM, HR, HU, ID, IL, IN, IS, JP, KE, KG, KP, KR, KZ, LC,
LK, LR, LS, LT, LU, LV, MA, MD, MG, MK, MN, MW,
MX, MZ, NO, NZ, PH, PL, PT, RO, RU, SD, SE, SG, SI,
SK, SL, TJ, TM, TR, TT, TZ, UA, UG, US, UZ, VN, YU,
ZA, ZW.

[Continued on next page]

(54) Title: PRESSURE LEACHING PROCESS FOR ZINC



(57) Abstract: A process for the recovery of zinc from a zinc sulphate ore or concentrate comprises the steps of subjecting the concentrate to pressure leaching with an acidic solution containing at least about 15 g/l iron in solution to produce a zinc solution and a solid leach residue containing iron. The zinc solution is subjected to zinc solvent extraction to produce a raffinate and a pregnant zinc solution. A method of removing iron from an iron bearing raffinate is also provided which comprises pressure leaching a zinc sulphate ore with the iron bearing raffinate to produce a solid leach residue containing iron and a zinc solution.

WO 02/20855 A2



(84) Designated States (regional): ARIPO patent (GH, GM, KE, LS, MW, MZ, SD, SL, SZ, TZ, UG, ZW), Eurasian patent (AM, AZ, BY, KG, KZ, MD, RU, TJ, TM), European patent (AT, BE, CH, CY, DE, DK, ES, FI, FR, GB, GR, IE, IT, LU, MC, NL, PT, SE, TR), OAPI patent (BF, BJ, CF, CG, CI, CM, GA, GN, GQ, GW, ML, MR, NE, SN, TD, TG).

Published:
— without international search report and to be republished upon receipt of that report

For two-letter codes and other abbreviations, refer to the "Guidance Notes on Codes and Abbreviations" appearing at the beginning of each regular issue of the PCT Gazette.

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

PRESSURE LEACHING PROCESS FOR ZINCField of the Invention

5 This invention relates to a process for the pressure leaching of zinc in a two stage leaching process.

Background of the Invention

10 In mining operations, such as copper mining involving sulphide ores, waste ore or low grade ore is separated from the higher grade ore which is treated for the extraction of metal, such as copper, therefrom.

15 The low grade or waste ore is also treated for copper recovery, e.g. by leaching the ore in the waste dump (dump leach) to produce a copper solution, from which the copper is extracted to produce a
20 raffinate.

 Due to the high pyrite content of the waste ore and natural oxidation of this ore by atmosphere oxygen, aided by natural bacteria, the iron
25 concentration of the raffinate resulting from the leaching of this ore builds up over the many years of operation.

 Attempts have been made to remove the iron
30 from the solution, without success, resulting in large amounts of acidic iron containing solution being accumulated.

 It is accordingly an object of the present
35 invention to provide a method whereby the iron can be removed from these solutions.

 U.S. Patent 4,004,991 describes a process for the pressure leaching of zinc and iron containing

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 2 -

mineral sulphides in dilute H_2SO_4 solution. The pressure leaching is carried out in a two-stage countercurrent process in which finely divided sulphides are leached in a first leaching stage with solution from the second leaching stage to produce a first stage leach solution containing a high zinc concentration and low iron and H_2SO_4 concentrations. The first stage leach solution is subjected to purification treatment and then treated for zinc recovery by electrowinning. The residue from the first stage is pressure leached in the second stage with return electrolyte from the electrowinning process.

It is another object of this invention to provide an alternative zinc extraction process in which the iron bearing raffinate from waste dump leach can be used.

Summary of the Invention

According to the invention there is provided a process for the recovery of zinc from a zinc sulphide ore or concentrate, comprising steps of subjecting the concentrate to pressure leaching with an acidic leach solution containing at least about 15 g/L iron in solution to produce a zinc solution and a solid leach residue containing iron; subjecting the zinc solution to zinc solvent extraction to produce a raffinate and a pregnant zinc solution; and subjecting the pregnant zinc solution to electrowinning to recover zinc and producing a resultant spent electrolyte.

The acidic leach solution may contain 15 g/L or more iron and about 15 to 20 g/L free acid or about 50 g/L sulphate total, combined sulphates of iron and sulphuric acid.

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 3 -

Also according to the invention there is provided a method of removing iron from an iron bearing raffinate comprising the steps of pressure leaching a zinc sulphide ore with said iron bearing raffinate to
5 produce a solid leach residue containing iron and a zinc solution.

The pressure leaching is preferably carried out in two stages countercurrently, comprising a first
10 stage leach to produce the zinc solution and an intermediate residue; a second stage leach wherein the intermediate residue is leached with said acidic leach solution containing at least 15 g/L iron to produce
15 said leach residue containing iron and a partly exhausted iron containing leach solution; and effecting the first stage leach with said partly exhausted iron containing leach solution.

Preferably, the acid leach solution contains
20 at least about 30 g/L iron.

Further objects and advantages of the invention will become apparent from the description of a preferred embodiment of the invention below.
25

Brief Description of the Drawings

The invention is now described by way of example with reference to the accompanying drawings, in
30 which:

Figure 1 is a flow diagram illustrating a zinc sulphide process using iron bearing raffinate from a dump leach;
35

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 4 -

Figure 2 is a flow sheet showing details of a two-stage zinc pressure leach of the process of Figure 1; and

5 Figure 3 is a flow diagram illustrating a copper solvent extraction which may be carried out as part of the process of Figure 1.

Detailed Description of Preferred Embodiment

10

With reference to Figure 1 showing the overall process, raffinate 12, resulting from the acid leaching of a low grade sulphide ore in a mine waste dump, e.g. copper sulphide ore, as indicated at 14, initially contains about 40 g/L Fe, 13 g/L free acid and a small amount of copper, e.g. 0.1 g/L. (Acid concentration is determined by standard acid-base titration to pH 4.)

20

To improve the efficiency of the process, the raffinate 12 is first evaporated, as indicated at 16, to about 2/3 of its volume to produce a more concentrated iron and acid bearing feed solution, e.g. 76 g/L Fe and 25 g/L free acid. The more concentrated raffinate 12 is then fed to a zinc pressure leach step 18, as indicated by arrow 17. A zinc sulphide concentrate containing, in this example, about 57% Zn and 3% Cu is also fed to the pressure leaching 18, as indicated by arrow 20, as well as oxygen, as indicated by arrow 22.

30

The pressure leaching 18 is carried out in two stages countercurrently, as shown in Figure 2, i.e. a first stage 24 and a second stage 26. The process involves two autoclaves in countercurrent fashion with a liquid/solid separation 28 in between so as to produce a pregnant zinc solution 30, with negligible acid

35

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 5 -

and iron in solution, from the first stage 24 and a fully leached residue 32 from the second stage 26.

5 As indicated by arrow 20 in Figure 2, the zinc concentrate is fed to the first stage pressure leach 24, along with the oxygen (arrow 22), and is leached using partly exhausted Fe raffinate from the second stage 26, as indicated by arrow 34. As indicated, there is a liquid/solid separation 36 after
10 the second stage 26 to separate the partly exhausted raffinate from the residue 32.

The product slurry from the first stage 24 is filtered (liquid/solid separation 28) to separate the
15 pregnant zinc solution 30 from an as yet partly reacted (leached) concentrate (filter cake) which is then subjected to the second stage leach 26.

The iron containing raffinate 12 from the
20 waste dump referred to above, is fed to the second stage leach 26, as indicated by the arrow 17, where the leaching of the partly leached concentrate from the first stage 24 is completed.

25 The resultant slurry from the second stage 26 is filtered (liquid/solid separation 36) and the filtrate now partly exhausted in that the iron and acid contents are at reduced levels, is recycled to the first stage 24 (arrow 34 as referred to above).
30

The residue 32 is the leach residue containing all the precipitated iron as a jarosite solid.

35 The weight of the residue 32 (filter cake) is approximately the same as the original feed concentrate, due to the precipitated iron replacing the

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 6 -

zinc that has been leached out. Residual zinc in the leach residue is low, typically less than 1%, corresponding to more than 98% zinc recovery to solution.

5

In addition to the jarosite, the other main byproduct of the zinc pressure leaching process is elemental sulphur. Most of the sulphur in the original feed concentrate is converted to the elemental form, due to the conditions in the pressure leach process 18, with minimal (<10% typical) oxidation of sulphide to sulphate.

Lignosol or calcium lignosulphonate may be used as catalyst in small concentrations, e.g. 0.05 g/L up to 0.5 g/L, to counteract liquid sulphur in the pressure oxidation 18 from wetting unreacted sulphide particles and hampering complete reaction.

The pressure oxidation 18 is carried out at about 150°C, 100 g/L to 300 g/L, preferably 200 g/L solids, at 200 psig pressure with 85% oxygen in the gas phase (dry basis) with one hour retention in each of the stages 24 and 26. The soluble iron present in the leaching solution act as a catalyst during the zinc pressure oxidation 18. Ferric sulphate reacts with ZnS (solid) to solubilize the zinc and is reduced to ferrous sulphate. The ferrous iron is then oxidized back to the ferric state.

30

After the pressure oxidation 18, the slurry is flashed down to atmospheric pressure (not shown). The steam resulting from the flashdown may be used to pre-heat the feed solution to achieve the desired temperature in the pressure oxidation 18, especially if a low percentage solids feed is used. This may be

35

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 7 -

beneficial to allow a lower iron concentration in the feed solution.

5 The further treatment of the pregnant zinc solution 30 from the pressure oxidation 18 is now described with reference to Figure 1. It should be noted that the single liquid/solid separation indicated at 38 showing the residue 32 being separated from the pregnant solution 30, is a simplification since the
10 pressure oxidation 18 is shown as only one stage in Figure 1.

 The pregnant solution 30, now containing about 110 g/L Zn, 0.1 to 1 g/L Fe, 1 to 10 g/L free
15 acid and 6 g/L Cu, is first subjected to neutralization 40 with lime, or other neutralization agent, (arrow 42) and optionally in the presence of air (arrow 44) to remove excess acid and iron. This produces a gypsum/iron residue 46 which is separated from the
20 pregnant solution 30, now containing about 110 g/L Zn, 0.1 g/L Fe, 0 g/L free acid and 6 g/L Cu, by means of a liquid/solid separation 48.

 It is to be noted that the values of the
25 concentrations of the various components of the liquids during the process are given by way of example only. In particular, the percentage solids in the feed to the pressure oxidation 18 can be varied to produce lower or higher zinc and copper concentrations in the product
30 solution.

 In order to render zinc solvent extraction more efficient, the pregnant solution 30 from the neutralization 40 is diluted as indicated at 50.
35 However, if desired, a copper solvent extraction 52 may be carried out between the neutralization and dilution steps 40 and 50 to recover the small amount of copper

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 8 -

present in the original waste ore from which the iron raffinate 12 is obtained.

5 The copper solvent extraction 52 produces a copper loaded extractant (organic) which is stripped as shown at 53 in Figure 3 to produce a pregnant electrolyte from which copper is recovered by electrowinning 55. The stripping 53 is carried out with the spent electrolyte recycled from the
10 electrowinning 55 and the stripped extractant (organic) is recycled to the copper solvent extraction 52.

The zinc pregnant solution 30 (raffinate from the copper solvent extraction 52) now containing a
15 reduced amount of copper (e.g. 0.3 g/L) is diluted in the dilution step 50 to reduce the zinc concentration to about 15 g/L (from the original value of about 125-130 g/L).

20 The diluted zinc solution is then subjected to zinc solvent extraction which is carried out in at least two stages.

Zinc raffinate from the subsequent first
25 stage zinc solvent extraction 54 is used as diluent, as indicated by arrow 56.

Zinc is extracted from the pregnant solution 30 using a suitable zinc extractant, such as
30 diethylhexaphosphoric acid (DEHPA) in about 20% to 40% concentration in kerosene to produce a first raffinate of about 3 g/L zinc in the first stage solvent extraction 54.

35 The first stage solvent extraction 54 also produces a zinc loaded extractant which is stripped and subjected to electrowinning to recover zinc, as

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 9 -

indicated at 58, similar as with copper as shown in Figure 3.

5 The first raffinate from the first stage solvent extraction 54 is subjected to neutralization 60 with limestone (arrow 62) to remove free acid. The neutralization 60 produces a further gypsum residue 64 which is separated from the raffinate by a liquid/solid separation 66.

10 The raffinate from the liquid/solid separation 66 is split 10:1 as indicated at 68. The larger portion (90%) is the neutralized raffinate being recycled (arrow 56) referred to above.

15 The smaller portion (10%) is subjected to a second stage zinc solvent extraction 70, where the 3 g/L Zn concentration is reduced further to about 0.5 g/L, using the same extractant. The raffinate from the
20 second stage solvent extraction 70 is recycled to the original waste dump leach solution, as indicated by arrow 72, to complete the cycle.

 It can be seen that the above process
25 achieves two goals simultaneously, i.e. (i) it leaches zinc from the zinc sulphide concentrate and (ii) it removes soluble iron from the copper dump leach raffinate efficiently.

30 Although a preferred embodiment of the present invention has been shown and described in detail, it should be understood that various changes and modifications may be made therein without departing from the scope of the appended claims.

35

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 10 -

WE CLAIM:

1. A process for the recovery of zinc from a zinc sulphide ore or concentrate, comprising the steps of:
- 5 subjecting the concentrate to pressure leaching with an acidic leach solution containing at least about 15 g/L iron in solution to produce a zinc solution and a solid leach residue containing iron;
- 10 subjecting the zinc solution to zinc solvent extraction to produce a raffinate and a pregnant zinc solution; and
- 15 subjecting the pregnant zinc solution to electrowinning to recover zinc and producing a resultant spent electrolyte.
- 20 2. The process according to claim 1, wherein the acidic leach solution contains at least about 30 g/L iron in solution.
- 25 3. The process according to claim 1, wherein the pressure leaching is carried out in two stages countercurrently, comprising:
- a first stage leach to produce the zinc solution and an intermediate residue;
- 30 a second stage leach wherein the intermediate residue is leached with said acidic leach solution containing at least about 15 g/L iron to produce said leach residue containing iron and a partly exhausted iron containing leach solution; and
- 35

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 11 -

effecting the first stage leach with said
partly exhausted iron containing leach
solution.

- 5 4. The process according to claim 2, wherein the
 acidic leach solution contains at least about 30
 g/L iron in solution.
- 10 5. The process according to claim 4, wherein the
 acidic leach solution contains from about 40 g/L
 to about 80 g/L iron.
- 15 6. The process according to claim 1, wherein the
 acidic leach solution contains about 15 g/L to
 about 20 g/L free acid.
- 20 7. The process according to claim 1, wherein the
 spent electrolyte is recycled to the zinc solvent
 extraction.
- 25 8. The process according to claim 1, wherein
 said acidic leach solution containing at least 15
 g/L iron comprises an iron bearing raffinate
 resulting from leaching of a sulphide ore.
9. The process according to claim 8, wherein the
 sulphide comprises low grade or waste ore
 contained in a mining waste dump.
- 30 10. The process according to claim 1, wherein the
 raffinate from the zinc solvent extraction is
 recycled to the pressure leaching.
- 35 11. The process according to claim 1, wherein the
 ore or concentrate also contains copper resulting
 in the zinc solution from the pressure oxidation
 also containing copper and further comprising the

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

- 12 -

step of subjecting the zinc solution to copper solvent extraction prior to said zinc solvent extraction.

5 12. A method of removing iron from an iron bearing raffinate comprising the steps of:

10 pressure leaching a zinc sulphide ore with said iron bearing raffinate to produce a solid leach residue containing iron and a zinc solution.

13. The method according to claim 12, wherein the pressure leaching is carried out in two stages countercurrently, comprising:

15 a first stage leach to produce the zinc solution and an intermediate residue;

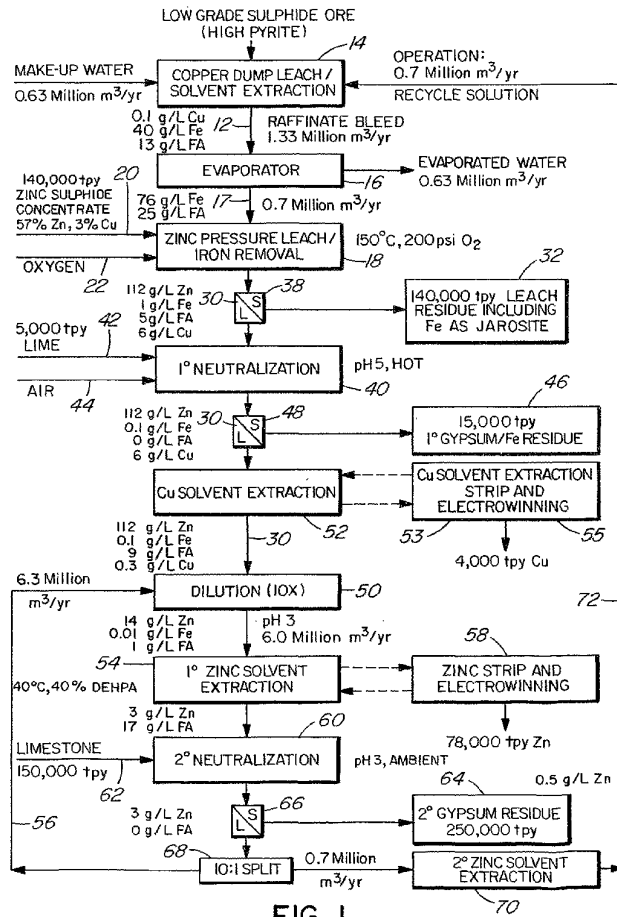
20 a second stage leach wherein the intermediate residue is leached with the iron bearing raffinate to produce said leach residue containing iron and a partly exhausted iron containing leach solution; and

25 effecting the first stage leach with said partly exhausted iron containing leach solution.

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

1/3



SUBSTITUTE SHEET (RULE 26)

2/3

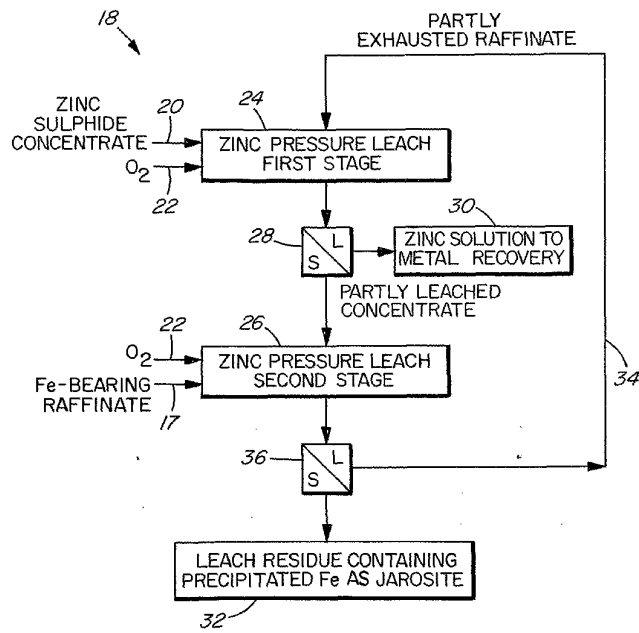


FIG. 2

WO 02/20855

PCT/CA01/01288

3/3

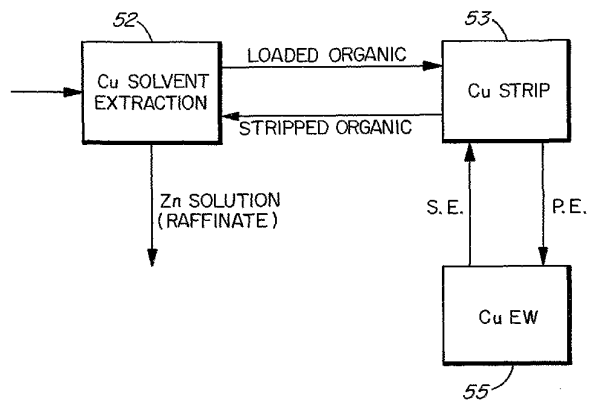


FIG. 3

【国際公開パンフレット（コレクション）】

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

(19) World Intellectual Property Organization
International Bureau(43) International Publication Date
14 March 2002 (14.03.2002)

PCT

(10) International Publication Number
WO 02/020855 A3(51) International Patent Classification: C22B 3/08,
19/00, 3/38, 3/44(72) Inventor; and
(75) Inventor/Applicant (for US only): JONES, David, L.
[CA/CA]; 1028 - 51A Street, Delta, British Columbia V4M
2X8 (CA).

(21) International Application Number: PCT/CA01/01288

(22) International Filing Date:
11 September 2001 (11.09.2001)(74) Agent: DE KOCK, Elbie, R.; Russell Reyneke, Suite
700 - Two Benall Centre, 555 Burrard Street, Vancouver,
British Columbia V7X 1M8 (CA).

(25) Filing Language: English

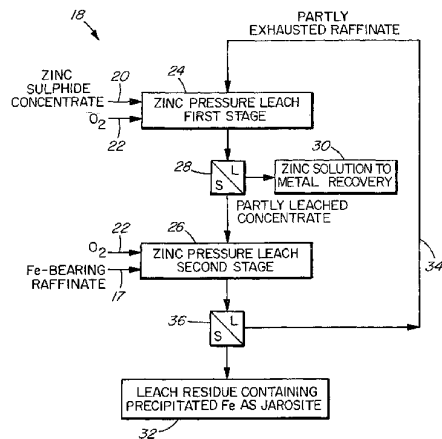
(81) Designated States (national): AE, AG, AL, AM, AT, AU,
AZ, BA, BB, BG, BR, BY, BZ, CA, CL, CN, CO, CR, CU,
CZ, DE, DK, DM, DZ, EC, EE, ES, FI, GB, GD, GE, GH,
GM, HR, HU, ID, IL, IN, IS, JP, KI, KG, KP, KR, KZ, LC,
LK, LR, LS, LT, LU, LV, MA, MD, MG, MK, MN, MW,
MX, MY, NZ, NI, NL, NO, NZ, PL, PT, RO, RU, SD, SE, SG, SI,
SK, SL, TJ, TM, TR, TT, TZ, UA, UG, US, UZ, VN, YU,
ZA, ZW.

(26) Publication Language: English

(30) Priority Data:
09/659,098 11 September 2000 (11.09.2000) US(71) Applicant (for all designated States except US): COM-
INCO ENGINEERING SERVICES LTD. [CA/CA];
Suite 500, 200 Burrard Street, Vancouver, British Colum-
bia V6C 3L7 (CA).(84) Designated States (regional): ARIPO patent (GH, GM,
KE, LS, MW, MZ, SD, SL, SZ, TZ, UG, ZW), Eurasian
patent (AM, AZ, BY, KG, KZ, MD, RU, TJ, TM), European

[Continued on next page]

(54) Title: PRESSURE LEACHING PROCESS FOR ZINC RECOVERY FROM SULPHIDIC ORE MATERIALS



(57) Abstract: A process for the recovery of zinc from a zinc sulphate ore or concentrate comprises the steps of subjecting the concentrate to pressure leaching with an acidic solution containing at least about 15 g/l iron in solution to produce a zinc solution and a solid leach residue containing iron. The zinc solution is subjected to zinc solvent extraction to produce a raffinate and a pregnant zinc solution. A method of removing iron from an iron bearing raffinate is also provided which comprises pressure leaching a zinc sulphate ore with the iron bearing raffinate to produce a solid leach residue containing iron and a zinc solution.

WO 02/020855 A3

WO 02/020855 A3



patent (AI, BL, CH, CY, DE, DK, ES, FI, FR, GB, GR, IL, IT, LU, MC, NL, PT, SI, TR), OAPI patent (BI, BJ, CI, CG, CL, CM, GA, GN, GQ, GW, ML, MR, NI, SN, TD, TG).

(88) Date of publication of the international search report:
3 October 2002

Published:
with international search report

For two-letter codes and other abbreviations, refer to the "Guidance Notes on Codes and Abbreviations" appearing at the beginning of each regular issue of the PCT Gazette.

【手続補正書】

【提出日】平成14年10月17日(2002.10.17)

【手続補正1】

【補正対象書類名】明細書

【補正対象項目名】特許請求の範囲

【補正方法】変更

【補正の内容】

【特許請求の範囲】

【請求項1】

精鉱を、溶液中に少なくとも約15g/Lの鉄を含む酸性浸出溶液による加圧浸出に供して、該加圧浸出の間に亜鉛を可溶化し、鉄を沈殿させて、亜鉛溶液と、鉄を含む固体の浸出残渣とを生成する工程と、

該亜鉛溶液を亜鉛の溶媒抽出に供して、抽出残留物と、富化された亜鉛溶液(pregnant zinc solution)とを生成する工程と、

該富化された亜鉛溶液を、亜鉛を回収するための電解抽出に供し、結果として得られる使用済みの電解質溶液(spent electrolyte)を生成する工程とからなることを特徴とする硫化亜鉛の鉱石または精鉱から亜鉛を回収するための方法。

【請求項2】

前記酸性浸出溶液は、溶液中に少なくとも約30g/Lの鉄を含むことを特徴とする請求項1記載の方法。

【請求項3】

前記加圧浸出は、2段階で反流的に(countercurrently)行われ、亜鉛溶液と中間的残渣とを生成する第1段階の浸出と、

該中間的残渣が、少なくとも約15g/Lの鉄を含む前記酸性浸出溶液により浸出され、鉄を含む前記浸出残渣と、含有する鉄が部分的に除去された浸出溶液(apartly exhausted iron containing leach solution)とを生成する第2段階の浸出と、

前記含有する鉄が部分的に除去された浸出溶液により第1段階の浸出を行うこととからなることを特徴とする請求項1記載の方法。

【請求項4】

前記酸性浸出溶液は、溶液中に少なくとも約30g/Lの鉄を含むことを特徴とする請求項2記載の方法。

【請求項5】

前記酸性浸出溶液は、約40g/Lから約80g/Lの鉄を含むことを特徴とする請求項4記載の方法。

【請求項6】

前記酸性浸出溶液は、約15g/Lから約20g/Lの遊離酸を含むことを特徴とする請求項1記載の方法。

【請求項7】

前記使用済みの電解質溶液は、前記亜鉛の溶媒抽出にリサイクルされることを特徴とする請求項1記載の方法。

【請求項8】

少なくとも15g/Lの鉄を含む前記酸性浸出溶液は、硫化物鉱石の浸出から結果として得られる鉄を含む残留物(iron bearing raffinate)からなることを特徴とする請求項1記載の方法。

【請求項9】

硫化物は、採鉱廃棄物の堆積に含まれる低級鉱石または廃鉱石をからなることを特徴とする請求項8記載の方法。

【請求項10】

前記亜鉛の溶媒抽出からの抽出残留物は、前記加圧浸出にリサイクルされることを特徴と

する請求項 1 記載の方法。

【請求項 1 1】

前記鉱石または精鉱は、また、銅を含む加圧酸化からの亜鉛溶液中に結果として得られる銅を含み、さらに前記亜鉛溶液を前記亜鉛の溶媒抽出に先立って銅の溶媒抽出に供する工程からなることを特徴とする請求項 1 記載の方法。

【国際調査報告】

INTERNATIONAL SEARCH REPORT		International Application No. PCT/CA 01/01288
A. CLASSIFICATION OF SUBJECT MATTER IPC 7 C22B3/08 C22B19/00 C22B3/38 C22B3/44		
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 7 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 practical, search terms used) WPI Data, EPO-Internal, PAJ		
C. DOCUMENTS CONSIDERED TO BE RELEVANT		
Category *	Citation of document, with indication, where appropriate, of the relevant passages	Relevant to claim No.
Y	US 5 993 635 A (HOURN MICHAEL MATTHEW ET AL) 30 November 1999 (1999-11-30)	1-11
X	abstract; claim 1; figure 1; example 6	12, 13
Y	US 4 330 379 A (VERBAAN BERNARD) 18 May 1982 (1982-05-18)	1-13
	claims 1-13; example 1	
Y	US 5 869 012 A (JONES DAVID L) 9 February 1999 (1999-02-09)	1-13
	claim 1; figure 4	
Y	US 4 004 991 A (VELTMAN HERBERT ET AL) 25 January 1977 (1977-01-25)	1-13
	claims 1-4; figure 1; example 1	
<input type="checkbox"/> Further documents are listed in the continuation of box C. <input checked="" type="checkbox"/> Patent family members are listed in annex.		
* Special categories of cited documents: *A* document defining the general state of the art which is not considered to be of particular relevance *E* earlier document but published on or after the international filing date *L* document which may throw doubt 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 date claimed ** 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 *Z* document member of the same patent family		
Date of the actual completion of the international search 17 June 2002		Date of mailing of the international search report 24/06/2002
Name and mailing address of the ISA European Patent Office, P.B. 5616 Patenilaan 2 NL - 2280 HV Rijswijk Tel. (+31-70) 340-2040, Tx. 31 651 epo nl, Fax (+31-70) 340-3016		Authorized officer Bombeke, M

INTERNATIONAL SEARCH REPORT

International Application No.

PCT/CA 01/01288

Patent document cited in search report		Publication date	Patent family member(s)	Publication date
US 5993635	A	30-11-1999	AT 195980 T	15-09-2000
			AU 700850 B2	14-01-1999
			AU 4933196 A	08-10-1996
			WO 9629439 A1	26-09-1996
			BG 63315 B1	28-09-2001
			BG 101980 A	30-04-1998
			CA 2215963 A1	26-09-1996
			DE 69610081 D1	05-10-2000
			EP 0815270 A1	07-01-1998
			ES 2152013 T3	16-01-2001
			JP 2000515585 T	21-11-2000
			NZ 303107 A	28-01-1999
			PL 322364 A1	19-01-1998
			PT 815270 T	28-02-2001
			ZA 9602223 A	30-09-1996
US 4330379	A	18-05-1982	AU 525900 B2	09-12-1982
			AU 5485380 A	31-07-1980
			CA 1152446 A1	23-08-1983
			US 4274931 A	23-06-1981
			ZA 8000224 A	26-03-1980
			AU 535613 B2	29-03-1984
			AU 7362881 A	25-02-1982
			CA 1179966 A1	25-12-1984
			ZA 8105009 A	28-07-1982
			ZW 19581 A1	06-01-1982
US 5869012	A	09-02-1999	US 5650057 A	22-07-1997
			US 5645708 A	08-07-1997
			US 5431788 A	11-07-1995
			AU 694960 B2	06-08-1998
			AU 4296096 A	30-12-1996
			AU 709602 B2	02-09-1999
			AU 4476696 A	30-12-1996
			AU 708844 B2	12-08-1999
			AU 5888996 A	30-12-1996
			BG 62180 B1	30-04-1999
			BG 102132 A	31-07-1998
			BG 62178 B1	30-04-1999
			BG 102133 A	31-07-1998
			BG 62290 B1	30-07-1999
			BG 102149 A	31-08-1998
			BR 9608483 A	06-07-1999
			BR 9608499 A	06-07-1999
			BR 9608624 A	29-06-1999
			CA 2221781 A1	19-12-1996
			CA 2221930 A1	19-12-1996
			CA 2221940 A1	19-12-1996
			WO 9641026 A1	19-12-1996
			WO 9641027 A1	19-12-1996
			WO 9641029 A2	19-12-1996
			CN 1186524 A ,B	01-07-1998
			CN 1186523 A ,B	01-07-1998
			CN 1187220 A ,B	08-07-1998
			DE 69606036 D1	10-02-2000
			DE 69606036 T2	08-06-2000
			DE 69610208 D1	12-10-2000
			DE 69610208 T2	26-04-2001

Form PCT/ISA/210 (patent family annex) (July 1992)

INTERNATIONAL SEARCH REPORT

International Application No.

PCT/CA 01/01288

Patent document cited in search report	Publication date	Patent family member(s)	Publication date
US 5869012	A	DE 69612617 D1	31-05-2001
		DE 69612617 T2	18-04-2002
		DK 832302 T3	20-11-2000
		DK 832306 T3	08-05-2000
		EP 0832302 A1	01-04-1998
		EP 0832303 A1	01-04-1998
		EP 0832306 A2	01-04-1998
		EP 0930373 A1	21-07-1999
		EP 0924307 A1	23-06-1999
		ES 2153950 T3	16-03-2001
		ES 2159351 T3	01-10-2001
		ES 2144240 T3	01-06-2000
		FI 974427 A	05-12-1997
		FI 974428 A	05-12-1997
		JP 11510559 T	14-09-1999
		JP 11506166 T	02-06-1999
		JP 11506167 T	02-06-1999
		NO 975707 A	05-12-1997
		PL 323593 A1	14-04-1998
US 4004991	A	CA 1049953 A1	06-03-1979
		AU 497393 B2	14-12-1978
		AU 1889076 A	27-04-1978
		BE 847511 A1	14-02-1977
		BR 7607062 A	06-09-1977
		DE 2647601 A1	28-04-1977
		DK 476276 A	23-04-1977
		ES 452614 A1	01-10-1977
		FI 763006 A ,B,	23-04-1977
		FR 2328775 A1	20-05-1977
		GB 1494990 A	14-12-1977
		IE 44035 B1	29-07-1981
		JP 1260159 C	12-04-1985
		JP 52066818 A	02-06-1977
		JP 59033652 B	17-08-1984
		MX 143151 A	25-03-1981
		NL 7611752 A	26-04-1977
		SE 422813 B	29-03-1982
		SE 7611751 A	23-04-1977
		YU 256376 A1	30-06-1982
		ZA 7606135 A	28-09-1977

フロントページの続き

(51)Int.Cl.⁷

F I

テーマコード(参考)

C 2 2 B 19/26

(81)指定国 AP(GH,GM,KE,LS,MW,MZ,SD,SL,SZ,TZ,UG,ZW),EA(AM,AZ,BY,KG,KZ,MD,RU,TJ,TM),EP(AT,BE,CH,CY,DE,DK,ES,FI,FR,GB,GR,IE,IT,LU,MC,NL,PT,SE,TR),OA(BF,BJ,CF,CG,CI,CM,GA,GN,GQ,GW,ML,MR,NE,SN,TD,TG),AE,AG,AL,AM,AT,AU,AZ,BA,BB,BG,BR,BY,BZ,CA,CH,CN,CO,CR,CU,CZ,DE,DK,DM,DZ,EC,EE,ES,FI,GB,GD,GE,GH,GM,HR,HU,ID,IL,IN,IS,JP,KE,KG,KP,KR,KZ,LC,LK,LR,LS,LT,LU,LV,MA,MD,MG,MK,MN,MW,MX,MZ,NO,NZ,PH,PL,PT,RO,RU,SD,SE,SG,SI,SK,SL,TJ,TM,TR,TT,TZ,UA,UG,US,UZ,VN,YU,ZA,ZW

(72)発明者 デービッド・エル・ジョーンズ

カナダ プリティッシュ・コロンビア ブイ4エム 2エックス8,デルタ,51エー ストリート,1028番

Fターム(参考) 4K001 AA30 BA03 BA06 BA16 DB02 DB21 DB30