



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CALLAO
VICERRECTORADO DE INVESTIGACION**



**FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA
INSTITUTO DE INVESTIGACION**

DIC 2012



INFORME FINAL DE INVESTIGACION

**“OPTIMIZACIÓN TÉCNICA Y ECONÓMICA DE LA OBTENCIÓN
DEL CEMENTO DE COBRE A NIVEL DE PLANTA PILOTO”**

ING. POLICARPO AGATON SUERO IQUIAPAZA

RESOL. INST. INV. No 006-2011-IIIQ-FIQ

RESOL. CF: No 011-2011-CFIQ

RESOL. RECTORAL No 095-2011-R

Periodo de ejecución: 1ro de enero del 2011 al 31 de diciembre del 2012

CALLAO-PERU

2012

*1110
May
03/12/2012
08.40h.
174.*

INDICE

Página

RESUMEN

I. INTRODUCCION

1.1. PRESENTACIÓN DEL PROBLEMA	1
1.2. ENUNCIADO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN	1
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	2
1.4. IMPORTANCIA Y JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACIÓN	2
1.5. ENUNCIADO DE LA HIPÓTESIS	3

II. MARCO TEÓRICO

2.1. GENERALIDADES	4
2.2. EXTRACCIÓN HIDROMETALURGICA DEL COBRE	6
2.2.1. Lixiviación de minerales oxidados de cobre	6
2.2.2. Procesos químicos de la lixiviación de sulfuros	9
2.2.3. Lixiviación de los sulfuros mediante bacterias	10
2.3. METODOS DE LIXIVIACIÓN	12
2.4. RECUPERACIÓN DE COBRE A PARTIR DE SOLUCIONES DE LIXIVIACIÓN DILUIDAS: CEMENTACIÓN Y EXTRACCIÓN CON DISOLVENTES.	18
2.4.1. Aspectos generales	18
2.4.2. Cementación	19
2.4.3. Procesos químicos de la cementación	20
2.4.4. Cinética de la cementación	22
2.4.5. Técnicas industriales de precipitación de cobre	23
2.4.6. La pureza del precipitado de cobre.	25

2.5.DISEÑOS EXPERIMENTALES FACTORIALES	25
2.5.1. Generalidades	25
2.5.2. Definiciones.	26
2.5.3. Diseños "uno-a-la-vez"	28
2.5.4. Diseños factoriales 2^2 con dos factores a dos niveles	29
2.5.5. Diseños factoriales con tres factores a dos niveles 2^3	30

III. MÉTODOS Y MATERIALES

3.1 . HIDROMETALURGIA DE COBRE	37
3.2. PRECIPITACIÓN DE COBRE	38
3.3.TÉCNICA DE INVESTIGACIÓN	40
3.3.1. Pruebas experimentales	40
3.3.2. Procedimientos de pruebas experimentales	41
3.3.3. Descripción del proceso	42
3.4. PRESENTACIÓN DE LOS DATOS EXPERIMENTALES	45
3.5. DISEÑO EXPERIMENTAL	47

IV. RESULTADOS

4.1. RESULTADOS DE PRUEBAS EXPERIMENTALES	49
4.2.RESULTADOS ECONÓMICOS	52
4.2.1. Costos de producción por TM de procesamiento de mineral	52
4.2.2. Cálculos económicos	54
4.2.2.1. Información general	52
4.2.2.2.Cálculos sin proyecto	54
4.2.2.3.Cálculos considerando proyecto de instalación de planta de lixiviación y precipitación de cobre	56

4.3.	CONTRASTACION DE LOS RESULTADOS	59
4.4.	ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	61

V. DISCUSION DE RESULTADOS

5.1.	DISCUSION	63
5.2.	CONCLUSIONES	63

VI. REFERENCIALES

ANEXOS

ANEXO No 1.	PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN DE MINERAL DE COBRE	
ANEXO No 2.	PRUEBAS EXPERIMENTALES DE PRECIPITACIÓN DE COBRE, CONCENTRACIÓN DE COBRE- TIEMPO	
ANEXO No 3.	GASTO DE POLVO DE HIERRO	
ANEXO No 4.	EVOLUCIÓN DE PRECIOS Y COSTOS DE PRODUCCIÓN DE COBRE EN CTVS US\$/LB	
ANEXO No 5.	PRUEBA DE LA NORMALIDAD DE LOS DATOS CON T STUDENT	
ANEXO No 6.	DISTRIBUCION ACUMULATIVA T STUDENT	
ANEXO No 7.	PROYECTO: COBREPAMPA ANÁLISIS DE COSTO BENEFICIO	



RESUMEN

El objetivo de esta investigación fue estudiar, la optimización técnica y económica de la producción de cemento de cobre, al nivel de planta piloto, por lixiviación con ácido sulfúrico de un mineral de cobre oxidado. Se realizó el diseño factorial para la parte experimental de la obtención de la solución de lixiviación, y se ha contrastado la hipótesis planteada usando un software, con los datos experimentales.

La investigación se lleva a cabo, la parte experimental con la combinación de factores, y una propuesta económica al nivel de planta piloto.

Como conclusión del trabajo experimental, se obtiene una recuperación 92% usando método de lixiviación por agitación, y 88% del precipitado de cobre a partir de sulfato de cobre, con esta recuperación es óptimo y viable económicamente.

Palabra clave: Lixiviación de cobre, precipitado de cobre, recuperación de cobre

A handwritten signature in black ink, consisting of a large, stylized 'S' or 'G' shape with a vertical line through it, located in the bottom right corner of the page.

SUMMARY

The objective of this investigation was to study technical and economically desirable, of the precipitate cooper production, in the pilot factory plant, for leaching with sulphur acid, the from mineral cooper oxide. A factorial design was carried out, taking into account variables, for determination percent cooper extraction.

The objective of this research was to study the technical and economic optimization of copper cement production, the pilot plant for sulfuric acid leaching of oxidized copper ore. Factorial design was performed for obtaining experimental part of the leach solution and has tested the hypothesis using a software, with the experimental data.

The investigation was carried out with the experimental part the combination of factors, and an economic proposition to pilot plant level.

In conclusion the experimental work, we get a 92% recovery using agitation leaching method, and 88% of the precipitate of copper from copper sulfate, with this optimum recovery is economically viable.

Keyword: Leaching of copper, copper precipitate, copper recovery

A handwritten signature or mark, possibly initials, enclosed within a circular scribble.

I. INTRODUCCION

1.1. PRESENTACIÓN DEL PROBLEMA

La producción de precipitado de cobre o cemento de cobre, es una tecnología conocida y sencilla a partir de minerales oxidados, se obtiene a partir de soluciones provenientes de lixiviación ácida de cobre, o soluciones ácidas de agua de mina, para obtener un producto aceptable en su comercialización, debe tener características establecidas en sus impurezas, se requiere caracterizar el mineral oxidado, que se va a utilizar para obtener el precipitado de cobre, debe conocerse el contenido de hierro, carbonatos, y otras impurezas, para procesar a pequeña escala debe tener un contenido aceptable de cobre (ley de cabeza), que presente un tipo de mineralogía que facilite una buena recuperación o extracción de cobre.

Una de las limitaciones para los pequeños productores, es el precio del metal y excesivo costo de los insumos, como la chatarra de fierro, y el ácido sulfúrico, ambos insumos existen en el mercado nacional.

1.2. ENUNCIADO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

Problema general

¿De qué manera el uso de la tecnología de precipitación de cobre es una alternativa óptima técnica y económica rentable?

Problemas específicos

- a. ¿Cómo identificar el tipo de mineral a procesar de manera que pueda aprovechar al máximo beneficios en la extracción de cobre a favor de la pequeña minería?
- b. ¿Cómo la tecnología aplicada de precipitación de cobre permitirá una recuperación adecuada de cobre?



- c. ¿De qué manera tecnología de precipitación de cobre puede convertirse en una herramienta eficaz y eficiente y pueda obtener recuperaciones, que puedan obtener márgenes de utilidad aceptable, en la pequeña minería?

1.3.OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

Objetivo general

Determinar que el uso de la tecnología de precipitación de cobre oxidado, es una alternativa rentable para la pequeña minería.

Objetivos específicos

- a. Caracterizar el tipo materia prima para el proceso de producción.
- b. Determinar una recuperación adecuada de cobre con la tecnología aplicada.
- c. Establecer la rentabilidad de proceso propuesta.
- d. Identificar las reservas mineras de oxido de cobre de la pequeña minería.

1.4. IMPORTANCIA Y JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACIÓN

Este trabajo de investigación se realiza, para que un sector de la pequeña minería o minería artesanal tenga al alcance tecnologías apropiadas y convenientes en la extracción de los minerales, obteniendo mayor recuperación posible de cobre por cada cantidad de mineral procesada, y así obtener mayores beneficios económicos, las actividades relacionados a la extracción de minerales se realiza bajo normas y leyes del estado peruano, para lo cual se deben proporcionarles orientaciones a los pequeños mineros en su correcta aplicación de tecnologías apropiadas.

Es importante este trabajo de investigación por que se pretende mejorar la situación socio-económica de los pequeños mineros, además deben insertarse como empresas formales, contribuyendo a la economía nacional con su pago de sus tributos, generando mayores ingresos familiares y la consecuente formalización laboral de este sector.



1.5. ENUNCIADO DE LA HIPÓTESIS

Hipótesis general

Si utilizamos la tecnología de precipitación de cobre con una recuperación adecuada, esta se convertirá en una alternativa óptima técnica y económica rentable para la pequeña minería.

Hipótesis específicos

- a) Si se considera la recuperación de cobre dentro un rango de 90 a 95% en lixiviación, con ácido sulfúrico.
- b) Si utilizamos la tecnología de precipitación de cobre nos permitirá obtener una óptima recuperación de cobre entre 85 a 90%
- c) Es viable económicamente obteniendo un valor actual neto $VAN > 0$, para una planta de lixiviación al nivel piloto.



II. MARCO TEÓRICO

2.1. GENERALIDADES

Se han encontrado algunas informaciones relacionados con el presente trabajo de investigación como son:

Basadre en Historia Republicana del Perú. El Perú es un país de tradición minera. Durante la época de la colonia se explotaron las minas de plata de Potosí (Hoy Bolivia) y las minas de azogue de Santa Bárbara (Huancavelica). El azogue es conocido hoy como el mercurio y fue en su momento indispensable para la separación de la plata. Diversas fuentes coinciden que los minerales provenientes de estas minas permitieron el desarrollo de Europa.

Memorias del Banco Minero del Perú de los años 1985- 1990. Ha realizados trabajos de prospección minera, al nivel nacional, esta entidad financiera daba apoyo técnico-financiera y comercial a la pequeña y mediana minería, hasta su liquidación en el año 1990, en pleno crisis de la minería cuando la cotización de los precios de los metales en el mercado mundial se encontraba en los niveles más bajos, como el oro \$ U.S.245 por onza troy, que hoy se encuentra en \$U.S. 1200.

De la publicación del *Diario el Comercio* mes de marzo 2005, haciendo referencia sobre la problemática minera, y el análisis histórico sobre la problemática de la minería en el Perú.

La revista *Mundo Minero* en su publicación quincenal año 2003. Hace algunas referencias sobre la problemática de la minería, y los principales indicadores económicos relacionados con el sector minero en el Perú.

Ministerio de Energía y Minas, por intermedio de la Dirección General de Estadística, publica mensualmente sobre la situación minera del Perú, proporcionando datos estadísticos, indicadores económicos, nuevos proyectos de explotación minera en la pequeña, mediana y gran minería.



La sociedad Nacional de minería y Petróleo, por intermedio de sus revista especializada, realiza publicaciones y informes sobre la problemática de la pequeña y mediana minería, y publica algunos avances sobre la exploración y explotación minera.

En los aspectos tecnológicos relacionados a la extracción de los metales, a partir de los minerales con valor económico, existen varias publicaciones relacionados al tema del presente trabajo de investigación, que citare algunos más importantes.

En el occidente en el siglo VIII, *Jabir Ibn Hayyan* descubre el “aqua regia”, es decir una mezcla de ácido clorhídrico (HCl) y de ácido nítrico (HNO₃), como único solvente líquido capaz de disolver el oro (siendo que por separado no pueden lograrlo)

A inicios del siglo XX, es posible distinguir algunos hechos históricos relevantes, como la producción masiva de la energía eléctrica, permitieron reemplazar la producción de cobre por precipitación a pequeña escala e ingresar a la producción a gran escala con el uso de la *electrolisis para la obtención de cobre* desde las soluciones lixiviadas acidas, aplicada en la Minera Chuquicamata de Chile 1915.

Tilyard, P en el año 1973, realizó trabajos de investigación sobre la precipitación de cobre con chatarra de hierro, a partir de soluciones lixiviadas con ácido sulfúrico.

Large Chingola, en 1973 propuso mejorar la calidad de los productos precipitados de cobre, eliminando las impurezas, especialmente el hierro.

Los procesos químicos de cementación de cobre se basan en los estudios realizados por *Nernst* y otros, sobre los potenciales electroquímicos, y los principios establecidos por *Faraday* en procesos electroquímicos, y los potenciales estándar de reducción estudiados por *Wilard Gibbs y Stockholm*.

La cinética de la precipitación de cobre por primera vez fue investigada por *Nadkarni y Wadsworth* en 1968, estableciéndose que la etapa determinante de la rapidez de precipitación, es la difusión de los iones.



Spedden y colaboradores en 1966, propusieron algunas técnicas industriales de obtención del precipitado de cobre, usando una mezcladora tipo cónico llamado **precipitador Kennecott**, consistente en tanque de madera cilíndrica.

A partir de 1970, se comienza utilizar el método de electrodeposición, a gran escala, en Estados Unidos, Zambia, Perú en este último, con la puesta en marcha de la explotación de los óxidos de cobre de Minera Cerro Verde de Arequipa, hoy a cargo del consorcio minera *Fripor* de USA.

El Banco Minero del Perú, entre los años 1980 a 1990, por intermedio del Departamento de Investigaciones Metalúrgicas, Laboratorio Central de Callao, ha realizados varias pruebas experimentales de varios tipos de minerales procedentes de diferentes lugares del Perú, especialmente en apoyo a la pequeña minería.

Por intermedio de la Revista especializada del *Instituto de Investigaciones de FIGMMG de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos Perú Vol. 8, No 15,9-13 (2005)*, ha publicado sobre la producción de sulfato de cobre, obtenida a partir del cemento de cobre, que es una recopilación de los trabajos realizados del ex Banco Minero del Perú, entre los años 1980 a 1980.

Centro de investigaciones de la Pontificia Universidad Católica del Perú, 2005 ha presentado un estudio realizado por Fiorella Polanco Martínez, sobre *Financiamiento para Pequeña y mediana Minería en el Perú*.

2.2. EXTRACCIÓN HIDROMETALURGICA DEL COBRE

2.2.1. Lixiviación de minerales oxidados de cobre

Los procesos pirometalúrgicos que conducen finalmente a la producción de ánodos de cobre. Estos ánodos son corroídos posteriormente en celdas de electro refinación y los átomos de cobre de los ánodos son así disueltos en una solución acuosa ácida. Es en este punto, entonces, que los productos de la extracción hidrometalúrgica y pirometalúrgicos alcanzan la misma etapa. Las técnicas hidrometalúrgicos para la extracción de cobre se aplican principalmente a los minerales de cobre con oxígeno y



a los desechos de óxido y sulfuro de baja ley. La hidrometalurgia también se aplica en varios casos a la lixiviación por agitación de minerales de sulfuro tostados. Aproximadamente se producen más de 900 000 toneladas de cobre al año por técnicas hidrometalúrgicas (que representan el 15% de la producción mundial de cobre a partir de minerales oxidado)

La lixiviación de desechos minerales mejora la eficacia con la cual el cobre es obtenido de un mineral y por lo cual este proceso cada vez tiene más aceptación.

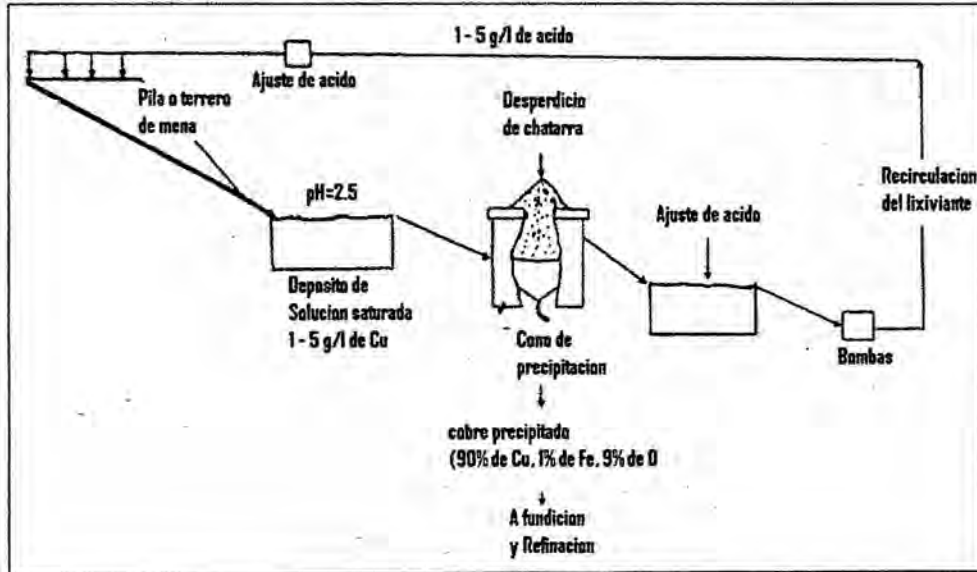
Un importante avance tecnológico que ha causado un uso creciente de la hidrometalurgia para la extracción de cobre es la aplicación de las técnicas de extracción con disolventes a las soluciones ácidas de lixiviación con bajo contenido de cobre. El proceso de extracción con disolventes consiste en:

- a. La extracción selectiva del cobre de soluciones diluidas de lixiviación (1 a 5 kg de Cu/m^3 ; 1 a 10 kg $\text{H}_2\text{SO}_4/\text{m}^3$) en una fase orgánica;
- b. La separación del cobre de la fase orgánica en una solución acuosa fuertemente ácida (150 kg $\text{H}_2\text{SO}_4/\text{m}^3$) la cual absorbe los iones cobre en una alta concentración (30 a 50 kg Cu/m^3).

En esta forma, la extracción de disolventes separa al cobre de las impurezas de la solución de lixiviación original y produce un electrolito apropiado para la separación directa por electrolisis de cátodos de alta pureza (99.9% de Cu). El amoníaco y el ácido clorhídrico se usan en dos o tres casos para minerales de sulfuro Ni-Cu o mata y también han sido propuestos para concentrados de sulfuro de cobre; el ácido sulfúrico (en varias concentraciones) es un reactivo cuyo uso es mucho más común en estos procesos, las ventajas principales del ácido sulfúrico son su bajo costo, su acción rápida sobre los minerales de cobre que contienen oxígeno y el hecho de que es regenerado cuando son lixiviados minerales de sulfato o sulfuro.

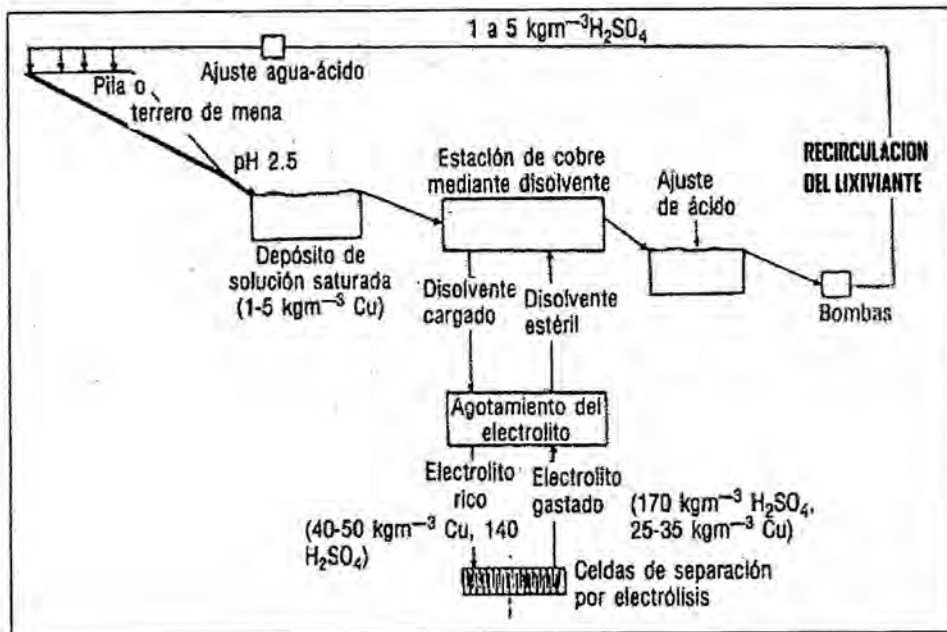


FIGURA No 2.1 Lixiviación en terreros o pilas, precipitación de Cu



Fuente: Biswas, Dawenport. Pág. 281 [8]

FIGURA No 2.2. Lixiviación en terreros o pilas LIX-SW



Fuente: Biswas, Dawenport. Pág. 281 [8]

El medio de lixiviación para minerales cobre casi siempre es una solución acuosa de Las fuentes principales de cobre para la extracción hidrometalúrgicos son los llamados minerales de óxido, los más importantes de los cuales se muestran en la tabla 2.2. Otros minerales con oxígeno menos comunes son los óxidos, fosfatos y, particularmente en Zambia, los aluminio-silicatos con cobre en su estructura.

Estos minerales oxidados son los productos de la degradación de los depósitos de sulfuro originales y en ellos siempre se encuentran pequeñas cantidades de sulfuro de hierro y sulfuro de cobre.

Los minerales de sulfuro también son lixiviados con ácido sulfúrico para la extracción de cobre, pero el proceso es muy lento. Esto ha restringido la lixiviación de sulfuros al tratamiento prolongado de desechos minerales de óxidos y sulfuros por periodos de 3 a 30 años. No obstante, son extraídas grandes cantidades de cobre mediante estas técnicas de lixiviación prolongadas ($\approx 300\ 000$ toneladas en 1973) y su importancia como suministro de cobre va en aumento. Los principales minerales de sulfuro encontrados en los depósitos de lixiviación son la calcopirita (CuFeS_2), calcosita (Cu_2S) y pirita (FeS_2). Los componentes de fierro de la mineralización son importantes porque conducen a la formación de sulfato férrico, el cual contribuye a la lixiviación de los minerales de cobre.[22]

2.2.2. Procesos químicos de la lixiviación de óxidos

Los minerales de cobre que contienen oxígeno son muy solubles en ácido sulfúrico diluido. La rapidez real de disolución depende del tipo de lixiviación y de las condiciones de contacto, pero los ciclos de lixiviación típicos para los minerales que contienen oxígeno son 2 a 5 h para concentrados finos con lixiviación por agitación, 5 a 10 días para partículas trituradas en la lixiviación en tanques y 100 a 180 días para la lixiviación en montones. Los factores que favorecen que la rapidez de lixiviación aumente son la alta concentración de ácido (hasta $150\ \text{kg H}_2\text{SO}_4/\text{m}^3$), temperaturas elevadas (hasta 60°C), grandes áreas de contacto y, cuando es posible, la buena agitación.

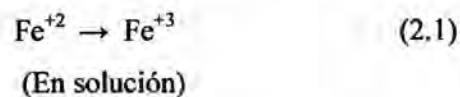


2.2.3. Procesos químicos de la lixiviación de sulfuros

Los minerales de sulfuro de cobre no son solubles en ácido sulfúrico a menos que se tengan condiciones oxidantes. Aun así, las reacciones de lixiviación tienden a ser lentas si es que las condiciones oxidantes no son extremadamente fuertes, como las obtenidas con altas presiones de oxígeno.

2.2.4. Lixiviación de los sulfuros mediante bacterias

Las condiciones oxidantes para la lixiviación prolongada de minerales de sulfuro (lixiviación en depósitos de los desechos minerales) son proporcionadas por el aire atmosférico. Los mecanismos del proceso no se conocen bien, pero se sabe que diversas bacterias autotróficas aceleran las reacciones de lixiviación en algún grado. Se piensa que la bacteria activa es la Thiobacillus ferrooxidans (Fletcher, 1970) la cual se alimenta de la reacción:

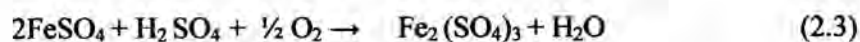


Se cree que el proceso de lixiviación causado por bacterias tiene lugar como sigue:

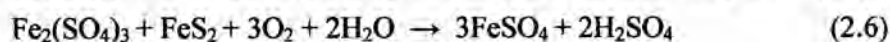
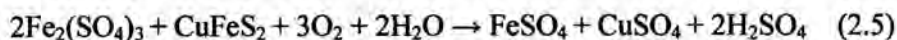
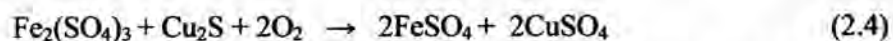
- a. Los iones ferrosos pasan a la solución por la acción química del ácido sulfúrico y el oxígeno sobre los minerales de sulfuro de hierro, por ejemplo



- b. La Thiobacillus ferrooxidans ataca químicamente los iones ferrosos para formar iones férricos, por acción bacteriana.



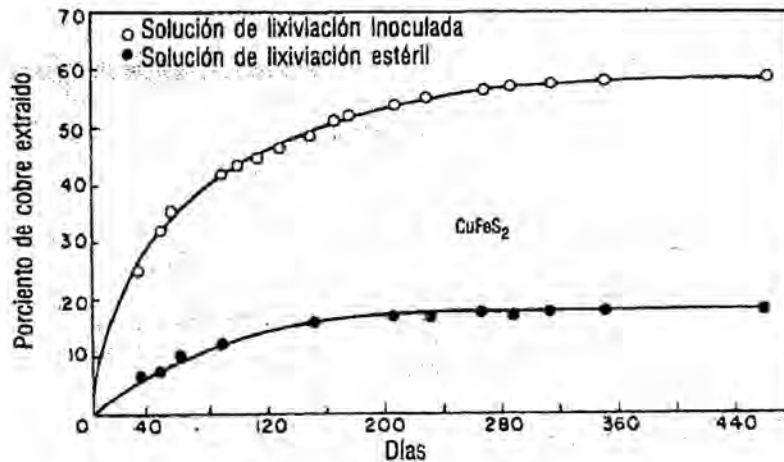
- c. Los iones férricos actúan como un lixivante para los minerales de sulfuro, por ejemplo:



Los esquemas de reacción b) y e) entonces se vuelven cíclicos. Todas estas reacciones pueden proceder sin la presencia de bacterias, pero las enzimas de la Thiobacillus Ferrooxidans catalizan la reacción y aceleran el proceso total de lixiviación.

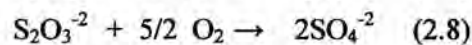
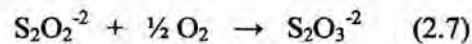
GRAFICA No 2.1

Efecto de las bacterias sobre la rapidez de extracción de cobre



FUENTE: EJM. Malouf y Pratter, 1963

Se creyó que otras bacterias como la Thiobacillus thiooxidans atacaban directamente los minerales de sulfuro pero ahora hay pruebas de que los minerales de cobre no son atacados directamente en esta forma, aun cuando el azufre elemental y los sulfuros de hierro lo puedan ser. El hecho que la Thiobacillus thiooxidans viva en un ambiente de sulfuro indica que contribuye en alguna forma a la oxidación de los sulfuros, tal vez en las etapas de oxidación intermedias del azufre, por ejemplo:



La mayor parte de las aguas minas de sulfuro contiene bacterias auto trópicas activas. El uso de estas aguas minerales para las soluciones de lixiviación (con H_2SO_4 diluido) automáticamente proporciona los cultivos iniciales de bacteria para los sistemas de lixiviación.



Para una acción bacteriana óptima, la lixiviación se debe llevar a cabo en condiciones donde la bacteria prospere y éstas son:

- a. un pH entre 1.5 y 3.5;
- b. temperaturas entre 25 y 40 °C;
- c. un suministro adecuado de oxígeno (obtenido por aeración de las soluciones y drenado periódico de la pila de mineral);
- d. evitar la exposición de las soluciones a la luz solar.

[Malouf y Prater, 1961; Malouf, 1973]]

Además, es determinante el buen contacto del lixivante (y sus bacterias) con los sólidos para obtener una rápida lixiviación. El contacto se puede mejorar en algún grado si se agrega un humectante a la solución de lixiviación.[17]

En algunos casos, el precipitado puede impedir el escurrimiento del lixivante a través de la pila de mena. Este problema se puede resolver en parte si se pasa ocasionalmente una solución reductora (por ejemplo, bisulfito de sodio) a través de los montículos depositados [Spedden y Malouf, 1974].

2.3. METODOS DE LIXIVIACIÓN

Los métodos de lixiviación que se utilizan en la extracción siderometalúrgica del cobre son:

a. Lixiviación in situ, terreros y pilas

[Evans y Sheffer, 1968]. La lixiviación in situ, en terreros y pilas es esencialmente la misma técnica. La mena o mineral se tritura para exponer los minerales de cobre en las interfases de fractura generalmente débiles; y el lixivante (soluciones diluidas de ácido sulfúrico que por lo general contienen bacterias) escurre por gravedad entre las piezas de mena. Las condiciones especiales para los tres métodos son una base impermeable (natural y artificial) en la que puedan recolectarse las soluciones de lixiviación saturadas; y una roca huésped que no consuma cantidades fuera de lo ordinario de ácido sulfúrico. Las características de cada método son:

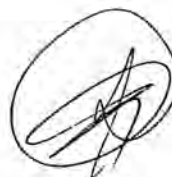
- **La lixiviación in situ** implica el rompimiento de la mena in situ con explosivos sin que la mena sea extraída por los métodos más usados en las minas. Esto puede hacerse en depósitos superficiales de baja ley o minas subterráneas ya



trabajadas. Una técnica que ha tenido aceptación es la fractura de roca subterránea bajo presión hidráulica.

- La lixiviación en terreros se aplica a los desechos con bajo contenido de cobre provenientes de los métodos comunes de explotación, generalmente operaciones a cielo abierto. La roca se amontona en grandes depósitos (millones de toneladas) y el lixivante se distribuye periódicamente sobre la superficie para que escurra a través del depósito. La mayor parte del cobre lixiviado en los terreros proviene de minerales sulfurados para lo cual es necesario el oxígeno (ecuaciones 13.1 y 13.5). El oxígeno es suministrado entre las aplicaciones periódicas de lixivante (\approx mensualmente) de modo que el aire suba a través de los depósitos.
- La lixiviación en pilas es exactamente lo mismo que la lixiviación en terreros sólo que los depósitos de mineral oxidado superficiales, a diferencia de los desechos de mina, se parten y apilan en montones de 100 000 a 500 000 toneladas. Los materiales sólidos en los montones son algo más pequeño que los de los depósitos (es decir, alrededor de -10 cm) y la lixiviación es continua y considerablemente más rápida (El cobre obtenido de los minerales de sulfuro que suele estar en los montones es poco, debido a los tiempos de lixiviación cortos (100 a 180 días).

En los tres casos, la solución de lixiviación concentrada tiene poco cobre ($1 \text{ a } 5 \text{ kg/m}^3$) y, por tanto, el proceso posterior es la cementación del cobre de la solución sobre chatarra de acero o la extracción con disolventes del cobre para la preparación del electrolito. Después de la eliminación del cobre, las soluciones se saturan con ácido sulfúrico para compensar las pérdidas en la roca huésped y son devueltas al sistema de distribución para continuar la lixiviación. Las adiciones de ácido normalmente no son necesarias para lixiviación de desechos en depósitos porque las reacciones mismas reabastecen el lixivante (ecuaciones anteriores) Los caudales de aplicación de lixivante son del orden de 0.01 a 0.05 (depósitos e in situ) y 0.1 a 0.5 m^3 de lixivante por día/ m^2 de superficie horizontal (pilas).[17]



b. Lixiviación en tanque de menas de cobre oxidadas

La lixiviación en tanques de los minerales de cobre que contienen oxígeno, (1 a 2% de Cu) se realiza para producir directamente una solución de lixiviación concentrada con el suficiente cobre para la separación por electrólisis (30 a 50 kg de Cu/m³). Comparada con la lixiviación in situ, en terreros y pilas, éste es un método de alto nivel de producción que emplea ácido sulfúrico concentrado (tabla 2).

La lixiviación en tanque incluye mineral triturado (- 1 cm) con soluciones de 50 a 100 kg de H₂SO₄/m³ en grandes tanques rectangulares (ejemplo de dimensiones: 25 m de largo, 15 m de ancho, 6 m de profundidad, apropiados para 3 000 a 5 000 toneladas de mineral). La lixiviación normalmente tiene lugar en una secuencia de cuatro a siete ciclos de llenado y desagüe. Las soluciones concentradas de las primeras dos a tres operaciones de llenado se usan como electrolitos (después de la purificación), mientras que las soluciones restantes (que están más diluidas en cobre) se vuelven a usar para lixiviar los lotes nuevos de mineral. La lixiviación continua en tanque mediante la cual el lixiviante fluye sin interrupción a través del mineral en una serie de tanques, se practica en la actualidad en varias instalaciones [Verney y colaboradores, 1969].

El ejemplo más importante de lixiviación en tanque ha sido la planta de Chuquicamata (Chile) la cual se recupera hasta 150 000 toneladas de cobre en solución por año [McArthur, 1961] a partir de minerales de sulfito por (ejemplo antlerita 3CuO SO₃2H₂O). Gran parte del mineral de sulfito de Chuquicamata actualmente está agotado y la planta de lixiviación ahora se usa para tratar el mineral de óxido de La Exótica. Infortunadamente, el mineral de La Exótica no es tan apropiado para la lixiviación en tanques como los sulfitos de Chuquicamata y se deben buscar otros métodos de lixiviación, en particular la lixiviación por agitación seguida por extracción con disolventes.

La tabla 2.1 proporciona los detalles de la planta de lixiviación en tanque de Chambishi (Zambia) la cual recupera alrededor de 3 000 toneladas de cobre por año de una mena de carbonato. Esta planta es parte de un complejo de lixiviación en tanque de "óxido"/lixiviación por agitación de calcinado. La tabla 3.4 muestra que la mena contiene parte de cobre proveniente de sulfuro además de sus carbonatos de cobre;



dicha tabla confirma que los sulfuros no son lixiviados en ningún grado durante los tiempos cortos de la lixiviación en tanque. Se puede observar que hasta la lixiviación del cobre soluble (carbonato) más bien es deficiente (85%), debido a la falta de contacto.

Entre la solución de lixiviación y algunas partes de la mena. Un problema particular en la lixiviación en tanque es que las grandes cantidades de finos de la mena impiden la percolación uniforme del lixivante a través de ella. Esto inhibe el contacto entre el lixivante y las partes de mena y conduce a un bajo rendimiento de la lixiviación. Este problema puede resolverse parcialmente si se criban los finos de la mena antes de la lixiviación, pero esto hace que este proceso sea inapropiado para ciertas menas quebradizas.[17]

La lixiviación en tanque también se usa en varios lugares para producir soluciones de lixiviación diluidas (1 a 5 kg Cu/m³) a una alta velocidad [Argal, 1973]. En estos casos, el cobre se recupera por cementación o por extracción mediante disolventes.

TABLA No 2.1 Datos de operación de la planta de lixiviación en tanque de Chambishi. [Verney y colaboradores, 1969]]

Toneladas de mena lixiviada/día

(6 cubas, 14 x 9 x 6 m de prof.)	500			
% Cu en mena	2.2			
% Cu soluble en mena ("óxido")	1.9			
% Cu insoluble en mena ("sulfuro")	0.3			
% Extracción total de cobre	74			
% Extracción de Cu "óxido"	85			
% Extracción de Cu "sulfuro"	≈ 0			
	Cu	H ₂ SO ₄	Fe	Fe ³⁺
	TOTAL			
Composición lixivante kg/m ³ (electrolito re circulado)	25	70	10	5
Composición del electrolito (a celdas) kg/m ³	45	30	10	6



c. Lixiviación por agitación de concentrados oxidados

La lixiviación por agitación es la lixiviación rápida de partículas finas (normalmente 90%-75 μm) de concentrados de cobre oxidados o productos calcinados provenientes del tostador en soluciones concentradas de ácido (50 a 100 kg de $\text{H}_2\text{SO}_4/\text{m}^3$). Mientras que la lixiviación in situ, pilas y terreros toma años y la que se realiza en tanques toma días la lixiviación por agitación toma de 2 a 5 h .

Las razones para esta rápida velocidad de lixiviación son:

- el tamaño fino de las partículas sólidas,
- la rápida saturación de la solución de lixiviación de la superficie de mineral como resultado de la agitación vigorosa.

Los minerales de sulfuros no son lixiviados durante el corto contacto proporcionado por la lixiviación por agitación. Por lo general, la lixiviación tiene lugar continuamente en una serie de tres o cuatro tanques (volumen 50 a 200 m^3), el aire o medios mecánicos proporcionan la agitación; la lixiviación de minerales que contienen oxígeno es un proceso relativamente simple debido a su alta solubilidad en H_2SO_4 . Parece que las únicas precauciones necesarias para obtener extracciones de más de 95% son:

- Molienda fina de los sólidos;
- Concentración de ácido moderadamente alta en el comienzo y terminación del ciclo de lixiviación.
- Además, la rápida lixiviación es fomentada por una alta temperatura de operación (60°C).

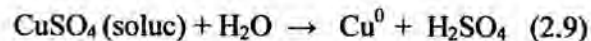
Las plantas existentes no practican la lixiviación en contra-corriente y es probable que se obtengan mayores rendimientos si se emplean procedimientos de lixiviación en contra-corriente. La planta de lixiviación Nochanga ha incorporado recientemente la re lixiviación en contra-corriente de los residuos de la planta de lixiviación y las colas de flotación para mejorar las recuperaciones [**Engenering Mining Journal, 1973**], también se practica el lavado en enteramente de los residuos de lixiviación.



d. Lixiviación de productos calcinados provenientes del tostador

La lixiviación de concentrados de sulfuro de cobre tostados se practica en varios lugares, particularmente en Zaire y Zambia. Las ventajas de esta práctica son:

1. Los productos del tostador contienen sulfatos o sulfatos básicos los cuales proporcionan ácido al sistema de lixiviación para procesar en forma simultánea menas oxidadas de cobre o concentrados, es decir, el ácido es suministrado por la reacción total:



2. El ácido sulfúrico puede ser producido a partir de los gases del tostador para otras operaciones de lixiviación.

La ventaja (1) se explota combinando la lixiviación del producto calcinado con la lixiviación de menas de óxido o concentrados y todas las plantas de lixiviación de productos calcinados existentes siguen esta práctica [Verney y colaboradores, 1969; Theys, 1970]. Los productos calcinados provenientes del tostador se lixivian muy fácilmente; pueden ser intercalados en el circuito de lixiviación en cualquier punto.

Una limitación del proceso es el equilibrio entre el sulfato agregado en los productos calcinados del tostador y las pérdidas de ácido sulfúrico en la ganga de óxido. Un exceso de sulfato dará por resultado un circuito cada vez más ácido, el cual puede requerir, con el tiempo, neutralización, mientras que si hace falta sulfato se necesita agregar ácido sulfúrico. La tabla 2.3 proporciona los detalles de la planta de lixiviación en tanque de Chambishi (Zambia) la cual recupera alrededor de 3 000 toneladas de cobre por año de una mena de carbonato. Esta planta es parte de un complejo de lixiviación en tanque de "óxido"/lixiviación por agitación de calcinado. La tabla 2.4 muestra que la mena contiene parte de cobre proveniente de sulfuro además de sus carbonatos de cobre; dicha tabla confirma que los sulfuros no son lixiviados en ningún grado durante los tiempos cortos de la lixiviación en tanque. Se puede observar que hasta la lixiviación del cobre soluble (carbonato) más bien es deficiente (85%), debido a la falta de contacto. La práctica normal es evitar la etapa de neutralización, operando con una ligera deficiencia de sulfato. [3]



2.4.. RECUPERACIÓN DE COBRE A PARTIR DE SOLUCIONES DE LIXIVIACIÓN DILUIDAS: CEMENTACIÓN Y EXTRACCIÓN CON DISOLVENTES.

2.4.1. Aspectos generales

Las soluciones saturadas provenientes de las operaciones de lixiviación son de dos tipos, de acuerdo a su contenido de cobre:

- a. Concentradas, contienen de 30 a 50 kg Cu/m³, provenientes de la lixiviación en tanque o por agitación. Estas soluciones contienen una concentración suficiente para la separación por electrólisis directa de cobre de alta pureza.
- b. Diluidas, 1 a 5 kg de cobre por m³, provenientes de lixiviación in situ, pilas y terreros. Estas soluciones son demasiado diluidas en cobre para la separación por electrólisis directa de cátodos de alta pureza [Spedden y colaboradores, 1966].

Ambos tipos de solución de lixiviación contienen impurezas de la mena, principalmente hierro con otras impurezas metálicas en menor cantidad como cadmio, plomo y zinc.

Las soluciones con 30 a 50 kg de Cobre/m³ sólo necesitan una purificación antes de la separación por electrólisis. En general, para lograrlo, se precipitan los iones férricos de soluciones aereadas utilizando cal viva (*burnt lime*) a un pH 3 ó 3.5 y desviando una porción de electrolito del circuito para el *decobrizado* y descarga.

Un problema más complicado es la recuperación efectiva del cobre a partir del tipo diluido de solución de lixiviación original. El método importante de recuperación de cobre es la cementación sobre chatarra de acero (unas 350 000 toneladas de cobre anuales). Este método es simple y efectivo, pero el cobre obtenido es impuro y debe ser enviado a una instalación pirometalúrgica para su fundición y refinación.

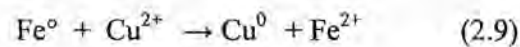
El descubrimiento de nuevos disolventes para la extracción de cobre de soluciones de lixiviación ácidas ha proporcionado una opción segura para el proceso de cementación. Estos disolventes, en particular los reactivos LIX de la General Mills Chemicals, Inc. y



los reactivos KELEX de la Ashland Chemicals Company permiten: a) la extracción del cobre a partir de soluciones de lixiviación diluidas dentro de una fase orgánica y b) la producción de electrolitos de cobre concentrados (30 a 50 kg Cu/m) apropiados para la separación por electrólisis. Para la preparación de los electrolitos se mezclan los orgánicos cargados con las soluciones de ácido sulfúrico concentrado.

2.4.2. Cementación

La cementación del cobre en solución está descrita por la reacción:



Fe° : chatarra de hierro o retallas de hierro

Cu^{2+} : cobre en solución como sulfato

Cu^0 : Precipitado de cobre metálico

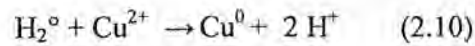
Fe^{2+} : Hierro en solución como sulfato ferroso

Además del hierro, podrían utilizarse otros metales para la cementación, por ejemplo, el aluminio o el zinc pero a un costo considerablemente más alto. Por consiguiente, el hierro (como desperdicio de acero) es el único medio de cementación práctico. Como se hace en la industria del cobre, la solución de lixiviación original se hace fluir a través de una pila de desperdicio de acero y el cobre precipita sobre las superficies de hierro. El precipitado de cobre se desprende en escamas o en forma de polvo [Tilyard, 1973], bajo la influencia del flujo de la solución, pero invariablemente está contaminado con el hierro sobre el cual precipita (análisis típico: 85 a 90% de Cu, 0.2 a 2% de Fe, 0.5% de SiO_2 , oxígeno remanente).

La ventaja principal de la cementación es su sencillez. Virtualmente se puede remover todo el cobre de la solución en una serie corta de tanques o de canales de contacto. Contra esta sencillez se debe considerar el hecho de que el producto de cobre se purificará posteriormente.



El método más común de tratamiento del cobre cementado es por fundición en hornos de fundición o convertidores a partir de los cuales sigue la ruta estándar de electrorefinación de ánodos. Otro método poco usado, es disolver el cobre cementado en una solución acuosa básica y luego reducirla con hidrógeno. La impureza de hierro precipita de la solución básica como hidróxido férrico, mientras que el cobre es reducido por la reacción:



El producto de esta reacción es cobre en polvo (<150 μm) y de 99.9% de pureza [Engineering Mining Journal, 1967]. [15]

2.4.3. Procesos químicos de la cementación

Cuando una pieza de hierro metálico es sumergida en una solución acuosa con iones cobre, el hierro tiende a entrar en solución mientras que el cobre metálico tiende a precipitar. La fuerza motriz para el proceso es el potencial electroquímico de la reacción. Este potencial es la diferencia entre los potenciales de media celda del cobre y del hierro, es decir

$$E_{(\text{Cu}^{+2} + 2e^- \rightarrow \text{Cu}^0)} - E_{(\text{Fe}^{+2} + 2e^- \rightarrow \text{Fe}^0)} = \varepsilon_{14.1} \quad (2.11)$$

Estos potenciales están relacionados con los potenciales electroquímicos estándar y las actividades de los iones en solución mediante la ecuación de Nernst:

$$E_{\text{Cu}^{+2}/\text{Cu}^0} = E^0_{\text{Cu}^{+2}/\text{Cu}^0} - \frac{RT}{2F} \ln \frac{1}{a_{\text{Cu}^{+2}}} \quad (2.12)$$

$$E_{\text{Fe}^{+2}/\text{Fe}^0} = E^0_{\text{Fe}^{+2}/\text{Fe}^0} - \frac{RT}{2F} \ln \frac{1}{a_{\text{Fe}^{+2}}} \quad (2.13)$$

(T = temperatura, ^0K ; F = Constante de Faraday, 96 500 culombios por peso equivalente gramo, R = constante de los gases, 83.14 Joules/gmol ^0K) de los cuales potenciales estándar de reducción [Gibbs-Stockholm, 1923] para el cobre y el hierro son + 0.34 y - 0.41 volts, respectivamente de manera que en términos numéricos, la ecuación es:



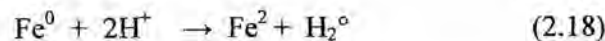
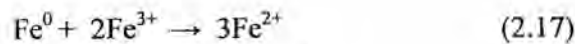
$$E_{Cu^{+2}/Cu^0} = E^o_{Cu^{+2}/Cu^0} - \frac{RT}{2F} \ln \frac{1}{a_{Cu^{+2}}} \quad (2.14)$$

$$E_{Fe^{+2}/Fe^0} = E^o_{Fe^{+2}/Fe^0} - \frac{RT}{2F} \ln \frac{1}{a_{Fe^{+2}}} \quad (2.15)$$

$$E^o_{Cu^{+2}/Cu^0} - E^o_{Fe^{+2}/Fe^0} = \frac{RT}{2F} \ln \frac{a_{Fe^{+2}}}{a_{Cu^{+2}}} \quad (2.16)$$

La reacción procederá hasta que el potencial se aproxime a cero volt, condición en la que los metales y iones han alcanzado el equilibrio. La relación de equilibrio iónico $\frac{a_{Fe^{+2}}}{a_{Cu^{+2}}}$ puede calcularse con la condición de 0 volt aplicada a la ecuación. A 25°C la relación es 10^{25} . Esta relación extremadamente grande indica que la reacción de precipitación puede proceder hasta que casi todos los iones cobre precipitan de la solución, lo cual está de acuerdo con la práctica de cementación industrial según la cual más del 90% del cobre es retirado de las soluciones saturadas antes de que sean recicladas al circuito de lixiviación.

La ecuación establece que 1 mol de fierro (55.85 kg) debe precipitar 1 mol de cobre (63.54 kg), que equivale a 0.88 kg de hierro por kg de cobre. En la operación industrial son necesarios 1.5 a 2.5 kg de hierro, en gran parte como consecuencia de las dos reacciones secundarias:



El oxígeno atmosférico contribuye a que se consuma fierro en exceso porque lo oxida directamente o puede producir iones Fe^{3+} que consumen fierro metálico según la reacción. Alguna parte del cobre también se puede oxidar y disolver nuevamente, lo cual hace necesaria una nueva precipitación.[2]



2.4.4. Cinética de la cementación

En la reacción de cementación se transfieren electrones entre el hierro que se disuelve y el cobre que precipita. Esto hace que el cobre se deposite en la superficie del fierro en vez de permanecer en la solución. Por consiguiente es necesario que las condiciones en el flujo de fluido y en la superficie del hierro sean las adecuadas para que el precipitado sea fácil de separar de la superficie de éste. Parece no haber una norma absoluta para la obtención de un depósito granular denso, pero parece que las altas velocidades del flujo de la solución a través del acero y los bordes pronunciados (aristas vivas) dan el mejor tipo de precipitación para su colección y transporte.

TABLA No 2. 2. Comparación de plantas de precipitación en canal

VARIABLES	Inspiration Cooper	Ohio Cu Bingham	Anaconda (Butte)	Andes Cooper	Cananea
Sistema de canal	zigzag	Recto	Recto	Zigzag	Zigzag
Producción diaria (ton)	11	9	8	8	22
Flujo de solución lixiviante (m ³ /min)	9.5	3.2	19	2.2	5.1
Concentración de cobre en (g/l)					
Lixiviación saturada	0.85	2.04	0.31	2.41	3.3
Después de la precipitación	0.02	0.06	0.02	0.07	0.36
Recuperación en canales %	97	97	95	97	89
Número de canales	32	200	20	18	40
Dimensiones del canal (m)					
Longitud	12	5	30	19	12
Ancho	0.5	0.8	3	3	1.5
Profundidad	1.5	0.8	0.9	1.8	0.9
Volumen total del canal (m ³)	290	640	1620	1850	650
Velocidad de la sol. de lixiv. (m/min)	2	9.8	2	0.4	0.1
Tiempo de contacto	19.2	50	78	875	88
Relacion=Produccion dia/volumen canal	0.04	0.014	0.005	0.004	0.03

FUENTE: METALURGIA EXTRACTIVA. Biswas, Pág. 302 [8]

$$\frac{dC_{Cu^{+2}}}{dt} = -kAC_{Cu^{+2}} \quad (2.19)$$

Donde: $C_{Cu^{+2}}$ es la concentración de cobre en g/l o Kg/m³, en la solución en el instante t
 k , es el constante de rapidez específica para el proceso de precipitación de cobre, lo cual depende de condiciones de flujo y de temperatura está dada en (m/s).

A , área de fierro expuesta en la solución (m²).

Así la rapidez de la precipitación de cobre es proporcional a la concentración de cobre en solución, el área de fierro expuesta y la constante de rapidez específica, por lo tanto la rapidez puede aumentar al aumentar la temperatura y el grado de agitación. Estudios hechos por Biswas y Reid en 1972, asimismo demostraron experimentalmente que en una atmosfera de nitrógeno, el fierro consumido durante la precipitación de cobre se aproxima en gran medida al se necesita estequiométricamente.

2.4.5. Técnicas industriales de precipitación de cobre

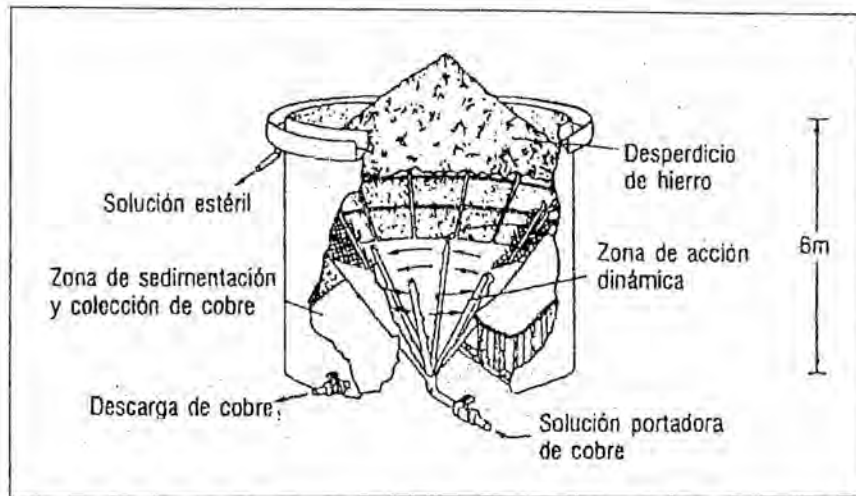
El sistema de precipitación preferido y el más simple ha sido de canal abierto en el cual las soluciones provenientes de la lixiviación de cobre, saturadas fluyen por gravedad a través de un canal o serie de canales de madera o de concreto llenos con chatarra de acero. Los canales varían de las dimensiones considerablemente dependiendo de la capacidad de la planta de proceso, [Jacobi 1964], forma línea recta o zig-zag, pero la técnica es lo mismo esencialmente en todos los casos. Los diseños de canal mas recientes, la chatarra es mantenida sobre emparrillados de madera colocados sobre el fondo del canal de donde puede ser recuperado lejos de la chatarra. La operación de los canales abiertos conlleva a un gasto de chatarra de acero, hasta tres veces el fierro estequiométrico que en realidad se usa. Además de este gasto extra, la mano de obra empleada para realizar las adiciones de chatarra y para recuperar el cobre precipitado en sistemas de canal abierto es bastante considerable.

Spedden y colaboradores en 1969, han propuesto sistema de precipitación compacto y dinámico que se han propuesto y usado industrialmente con mejores resultados, posteriormente en 1970 Kennecott, propuso un sistema giratorio tipo cónico, llamando posteriormente como el *precipitador Kennecott*, en el cual la solución de lixiviación



saturada es forzada hacia arriba en un movimiento giratorio a través de chatarra desmenuzado.[8]

FIGURA No 2.2. El cono de Kennecott



FUENTE: METALURGIA EXTRACTIVA. Biswas, Pág. 304 [8]

El sistema de cono Kennecott, consiste en un tanque de madera cilíndrico, de 6 a 7 m de alto, 4 a 6 m de diámetro, dentro del cual está fijo un cono de acero inoxidable de 4 metros de altura, vértice hacia abajo. El tercio superior del cono está construido de tela de acero inoxidable. La solución de lixiviación saturada es introducida con movimiento giratorio, hacia el interior del cono mediante los anillos instalados en el interior del cono situado a un tercio del fondo y a la mitad del cono a través de aberturas dirigidas lateralmente sobre los anillos. La solución gira hacia arriba a través del desperdicio de acero desmenuzado y el cobre se precipita a medida que hay contacto.

La acción de movimiento giratorio desprende el cobre precipitado de las superficies del hierro y las partículas quedan suspendidas en la solución y luego son transportadas hacia arriba cerca de la parte superior del cono donde, a medida que disminuye la velocidad debido al ensanchamiento de ésta hunden a través de la porción de tela metálica y pasan hacia el área de recolección en el fondo del tanque.



La cementación de cobre ocasionalmente se lleva a cabo en soluciones de lixiviación que contienen finas partículas sin disolver. Esta situación surge principalmente durante la lixiviación de restos de óxidos provenientes de una etapa de flotación de sulfuros previa, es decir durante el tratamiento de menas de sulfuro y óxidos mezclados. Bajo estas condiciones es difícil separar las partículas de cobre recién precipitadas provenientes de los sólidos sin disolver, pero este problema ha sido resuelto en parte con la flotación de la pulpa después de la precipitación. [Tilyard, 1973]

2.4.6. La pureza del precipitado de cobre.

El cobre de la precipitación sobre el hierro tiene algunas impurezas por lo que es necesaria una refinación posterior, casi siempre en un ciclo de fundición-refinación normal. Recientemente ha sido concedida una patente australiana. [Reid, 1972], por lo cual se produce un cobre con 99.8% de pureza llevada a cabo la reacción de precipitación en presencia de nitrógeno, seguida por un lavado con ácido sulfúrico y desecación en atmósfera de nitrógeno. Este proceso ha alcanzado un éxito, produciendo un material apropiado en la metalurgia, para aplicaciones directas como polvo de cobre metálico.[8]

Se ha realizado pruebas experimentales y estudios cinéticos de la precipitación de cobre, a partir CuO en presencia de hierro y sílice, se ha concluido en mejores condiciones óptimas se llega a recuperar hasta máximo de 95% [Tilyard, 1973], pero en condiciones normales dependiendo la ley de cabeza del mineral y la composición una recuperación de 90% es bastante aceptable, con una pureza de 85 a 92% de cobre en el precipitado.

2.5. DISEÑOS EXPERIMENTALES FACTORIALES

2.5.1. Generalidades

Todo fenómeno que podemos observar, y que presenta características susceptibles de ser medidas, exhibe un comportamiento variable. Sea este fenómeno un proceso llevado a cabo en un laboratorio de precisión, en que se puede tener un alto grado de control sobre los factores que causan variación, sea un proceso de fabricación con avanzada tecnología, o sea un fenómeno en que interviene en forma importante el ser humano, como los de tipo social, psicológico o económico. En el primer caso la variación es muy pequeña, casi imperceptible, pero aun así existe. En el caso de los fenómenos de tipo



humano, donde las fuentes de variación son numerosas, cuesta distinguirlas, y sus causas son difíciles de aislar y más aún de medir, la variación es muy grande.

La *variabilidad* y la *calidad* son conceptos que se contraponen; puede definirse la calidad como la reducción de la variabilidad. Consecuentemente, el logro del mejoramiento de la calidad de lo que entrega un proceso, depende en gran medida del grado con que se pueden identificar y cuantificar las fuentes de variación de cada una de las etapas del proceso. Sólo reduciendo la variabilidad y logrando diseñar procesos estables se puede mejorar la calidad de los productos y servicios.

La estadística es la tecnología desarrollada específicamente para el estudio, análisis y comprensión de la variabilidad de los procesos. De ahí que prácticamente todos los métodos estadísticos sean útiles para el desarrollo de sistemas de mejoramiento de la calidad.

Pero tal vez el tipo de situación en que, potencialmente, hay más aplicación de la tecnología estadística, es la determinación de factores que causan variación, en el resultado de un proceso de producción o de servicio; la cuantificación del efecto que cada uno de ellos tiene sobre esa variación, y el estudio de la forma en que se combinan y afectan conjuntamente la variación. Todo esto conforma un experimento, y la manera de llevarlo a cabo es hacer variar los factores que potencialmente influyen sobre un fenómeno, y observar su efecto, de modo de poder determinar si efectivamente son causa de variación. Y si lo son, cuantificar el grado de influencia de cada uno, comparando los efectos que se producen, como respuesta a diferentes cantidades o calidades de los factores.

2.5.2. Definiciones.

En relación a un estudio del tipo descrito anteriormente, se pueden definir los siguientes conceptos:

1. **Experimento.** Un estudio en el que el investigador tiene un alto grado de control sobre las fuentes de variación importantes, se denomina experimento. Si se tiene poco control sobre los factores, se habla de un estudio observacional.



2. **Factores.** Los fenómenos que potencialmente causan variación, y que son controlados por el experimentador, se denominan factores. También se denominan *tratamientos*.
3. **Niveles de un factor.** Son los valores que toma un factor. En general toman valores que se miden en escala categórica, aunque a veces suelen ser medidos en escalas numéricas.
4. **Combinación de Tratamientos.** Cada una de las combinaciones de niveles de todos los factores involucrados en el experimento.
5. **Corrida Experimental.** Cada una de las fases en que se lleva a cabo el experimento. Cada corrida experimental corresponde a una realización del experimento, bajo una determinada combinación de tratamientos, y produce una observación.
6. **Réplicas.** Todas las corridas experimentales que corresponden a una misma combinación de tratamientos. Son repeticiones del experimento, bajo idénticas condiciones de los factores. Tienen un doble objetivo: Lograr mayor precisión en la estimación de los efectos de los factores y de sus interacciones, y estimar el error experimental.
7. **Experimento Balanceado.** Es un experimento en que todos los niveles de cada factor aparece el mismo número de veces. Si no se da esta situación, el experimento es desbalanceado.
8. **Diseño.** La estructura constituida por los factores y los niveles que se les asignan, en la experimentación. El diseño es la parte que controla el experimentador.
9. **Respuesta.** El variable objetivo, que se pretende optimizar, y que depende potencialmente de los factores. La respuesta es lo que se mide como resultado de la experimentación, no es controlada por el experimentador. Es una variable medida en escala numérica.
10. **Efecto Principal.** Un efecto principal es la variación en la respuesta, atribuida al cambio en un factor determinado, a través de sus distintos niveles.
11. **Interacción.** El efecto producido por la acción de un factor, influido por la presencia de otro. Es un efecto combinado de dos o más factores. Si no existe un efecto de interacción, se dice que los efectos de los factores son aditivos.
12. **Error Experimental.** La parte de la variabilidad que no está explicada por los factores involucrados en el experimento.



2.5.3. Diseños "uno-a-la-vez"

Consisten en mantener constante los valores de todos los factores que potencialmente inciden en el efecto que se quiere observar, menos uno de ellos, que es el que está siendo analizado. Esto se debe repetir para cada uno de los factores que se han identificado. Este es un tipo de experimentación bastante utilizado, pero que adolece de muchas limitaciones. Son adecuados cuando se presentan condiciones como las siguientes:

El resultado es una función compleja del factor, por lo que se deben emplear múltiples valores o niveles distintos del factor para determinar el comportamiento de la respuesta. Los efectos resultantes no presentan interacciones. Esto significa que la forma del comportamiento de uno de ellos no es afectada por el nivel en que se encuentran los demás. En este caso se dice que los efectos son aditivos.

Estas situaciones se dan muy rara vez. Por lo general se presentan, en cambio, condiciones como las siguientes:

1. En la región experimental, es decir, el rango en que varían los valores de los factores, el efecto resultante presenta muy poca curvatura, y ésta no cambia de sentido, como sería, por ejemplo, el cambio de una región cóncava a una región convexa.
2. Los efectos resultantes no son aditivos. El nivel en que está un factor influye sobre la forma en que otro factor afecta la respuesta.

Bajo estas condiciones, el método de experimentación "uno-a-la-vez" da resultados poco satisfactorios, muchas veces con conclusiones erróneas. En general, es conveniente estudiar simultáneamente el efecto de dos o más factores, en un mismo experimento. Las ventajas de este procedimiento, sobre el hacer un experimento individual para cada factor, son, que se pueden estudiar las interacciones entre los factores, se ahorra tiempo y esfuerzo, y las conclusiones a que se lleguen tienen mayor aplicabilidad, debido a que cada factor se estudia bajo condiciones variables de los otros.



2.5.4. Diseños factoriales 2^2 con dos factores a dos niveles

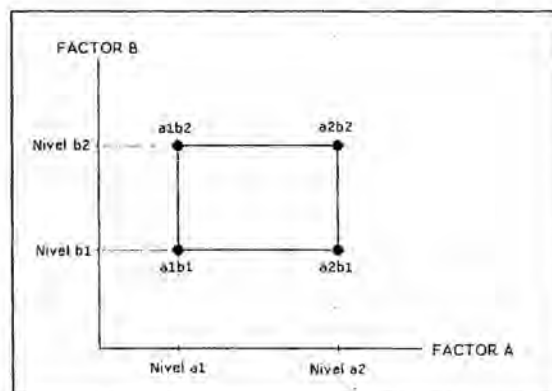
Una fase inicial de un estudio tiene por objeto efectuar un diagnóstico, por esa razón, basta con utilizar sólo dos niveles para cada factor. La conveniencia de fijar solo dos niveles por factor, está en la economía del experimento y en la simplicidad del análisis de los resultados. El diagnóstico no nos entregará la combinación de los niveles óptima, de ambos factores, sino que nos permitirá determinar si cada uno de ellos afecta o no la respuesta, y en qué medida, así como nos dirá si existe o no interacción entre ambos factores. Los diseños con dos factores a dos niveles son diseños experimentales extremadamente simples, pero a través de su análisis se pueden ilustrar los principios de la experimentación.

En estos diseños hay $2^2 = 4$ combinaciones de tratamientos posibles, pues por cada uno de los dos niveles de un factor hay dos niveles del otro. Por eso suele hablarse de diseños experimentales 2^2 , o simplemente experimentos 2^2 . A los factores los designaremos. Factor A y Factor B, respectivamente.

De los dos niveles que definimos para cada factor, a uno lo llamaremos nivel bajo y al otro nivel alto. En general, ésta es sólo cuestión de nombres, pues no siempre se puede cuantificar el factor. En ciertas situaciones se prefiere hablar de ausencia y presencia del factor. Por ejemplo, los niveles pueden ser dos distintos procesos de producción, o pueden ser la utilización o no utilización de un dispositivo.

Los niveles de los factores, en general, se miden en escala categórica nominal. Esta, eventualmente, puede ser ordinal o numérica. La respuesta siempre debe medirse en escala numérica.

Figura 2.3 - Representación gráfica del experimento 2^2



2.5.5. Diseños factoriales con tres factores a dos niveles 2^3

Los diseños 2^3 son diseños en que hay tres factores, cada uno con dos niveles. El número de combinaciones de tratamientos ahora es 8 ($= 2^3$). Al introducir un tercer factor en el experimento, con dos niveles, se duplica el número total de corridas. Identificaremos al tercer factor con la letra C, y sus niveles los designamos c_1 y c_2 respectivamente.

LIXIVIACION DE MINERAL OXIDADO CON ÁCIDO SULFÚRICO POR AGITACIÓN

Para la extracción de cobre por agitación, mediante la lixiviación con ácido sulfúrico, es conveniente considerar algunos aspectos relevantes, como la ley del mineral oxidado, la porosidad del mineral, la concentración del ácido sulfúrico, el tiempo de agitación y el tamaño de la partícula del mineral, para obtener una recuperación adecuada del cobre.

Para la obtención del precipitado de cobre o cemento de cobre, es importante la concentración de cobre en la solución lixiviada de sulfato de cobre, la recuperación de cobre en el cemento de cobre está directamente relacionado con la recuperación en la fase de lixiviación.

El objetivo del experimento es evaluar la recuperación del cobre a partir de un mineral oxidado con las variables seleccionadas.

RESPUESTA: Factor de recuperación de cobre expresada en porcentaje de cobre extraído, lo que se obtiene mediante pruebas experimentales de agitación. Se hicieron siete réplicas de cada combinación de tratamientos, lo que dio 56 corridas experimentales.

En un experimento 2^3 , el número de combinaciones distintas de niveles de los tres factores, o combinaciones de tratamientos, que se pueden aplicar, los simbolizamos de la forma siguiente:

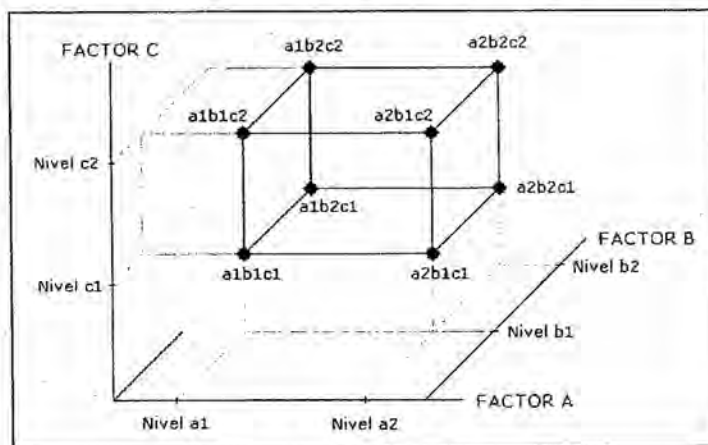


Tabla 2.3 - Tabla de Combinaciones de Tratamientos del Diseño Experimental 2^3

CORRIDA EXPERIMENTAL	COMBINACION DE TRATAMIENTOS	RESPUESTAS
1	$a_1b_1c_1$	Y_{111}
2	$a_2b_1c_1$	Y_{211}
3	$a_1b_2c_1$	Y_{121}
4	$a_2b_2c_1$	Y_{221}
5	$a_1b_1c_2$	Y_{112}
6	$a_2b_1c_2$	Y_{212}
7	$a_1b_2c_2$	Y_{122}
8	$a_2b_2c_2$	Y_{222}

Al igual que en el caso 2^2 , los símbolos de la segunda columna pueden usarse para representar, además de la particular combinación de tratamientos, el valor numérico de la respuesta respectiva, en lugar de utilizar los símbolos de la tercera columna. Por lo tanto el símbolo $a_1b_2c_1$ representa a la combinación de tratamientos en que el factor A está al nivel a_1 , B está al nivel b_2 y C está al nivel c_1 . O bien, también representa al número Y, la respuesta de esa particular combinación de tratamientos. El gráfico siguiente ilustra en forma esquemática, los elementos de este diseño.

Figura 2.4 - Representación Gráfica del Experimento 2^3



Matriz de Diseño del Experimento 2^3 . En forma similar a como se hizo en el caso del diseño 2^2 , podemos combinar las respuestas en diversas formas, para estimar los diferentes efectos. Por ejemplo, el número es la diferencia entre todas las respuestas que resultan de aplicar el nivel alto del factor A, menos todas las respuestas que resultan de aplicar el nivel bajo del mismo factor. Es, pues, una medida del efecto del factor A.

Usaremos el símbolo A para indicar esta medida, que llamamos efecto A.

$$A = \frac{1}{4}(a_2b_1c_1 + a_2b_2c_1 + a_2b_1c_2 + a_2b_2c_2 - a_1b_1c_1 - a_1b_2c_1 - a_1b_1c_2 - a_1b_2c_2)$$

(2.20)

De forma análoga, el efecto del factor B, es:

$$B = \frac{1}{4}(a_1b_2c_1 + a_2b_2c_1 + a_1b_2c_2 + a_2b_2c_2 - a_1b_1c_1 - a_2b_1c_1 - a_1b_1c_2 - a_2b_1c_2)$$

(2.21)

y el efecto del factor C es:

$$C = \frac{1}{4}(a_1b_1c_2 + a_2b_1c_2 + a_1b_2c_2 + a_2b_2c_2 - a_1b_1c_1 - a_2b_1c_1 - a_1b_2c_1 - a_2b_2c_1)$$

(2.22)

Observemos que si hacemos un poco de álgebra con estas expresiones, como si fueran expresiones algebraicas, lo que en realidad no son, podemos factorizarlas, obteniendo notaciones formales que utilizaremos en forma equivalente. Ellas son:

$$A = \frac{1}{4}[(a_2 - a_1)(b_2 + b_1)(c_2 + c_1)] \quad (2.23)$$

$$B = \frac{1}{4}[(a_2 + a_1)(b_2 - b_1)(c_2 + c_1)] \quad (2.24)$$

$$C = \frac{1}{4}[(a_2 + a_1)(b_2 + b_1)(c_2 - c_1)] \quad (2.25)$$

Pero hay más expresiones similares que podemos formar, y que trataremos de interpretar, como por ejemplo:

$$\frac{1}{4}(a_1b_1c_1 + a_2b_1c_1 + a_1b_2c_2 + a_2b_2c_2 - a_1b_2c_1 - a_2b_2c_1 - a_1b_1c_2 - a_2b_1c_2)$$

(2.26)

Que podemos escribir como:



$$\frac{1}{4} \{ [(a_1 b_2 c_2 + a_2 b_2 c_2) - (a_1 b_1 c_2 + a_2 b_1 c_2)] - [(a_1 b_2 c_1 + a_2 b_2 c_1) - (a_1 b_1 c_1 + a_2 b_1 c_1)] \}$$

El primer paréntesis cuadrado es una diferencia entre el resultado de aplicar el factor B al nivel alto menos el resultado de aplicarlo al nivel bajo, todo bajo el nivel alto de C. En resumen, es el efecto de B bajo la presencia de C. El segundo paréntesis es lo mismo, pero al nivel bajo de C, o el efecto de B en ausencia de C. Entonces la expresión completa mide la diferencia entre los efectos del factor B bajo los dos niveles del factor C, promediado a través de todos los niveles del factor A. Esta medida se denomina interacción entre B y C, y la simbolizamos BC. Observemos que la podemos expresar también, siguiendo el análogo algebraico, como:

$$AB = \frac{1}{4} [(a_2 - a_1)(b_2 - b_1)(c_2 + c_1)] \quad (2.27)$$

$$AC = \frac{1}{4} [(a_2 - a_1)(b_2 + b_1)(c_2 - c_1)] \quad (2.28)$$

$$BC = \frac{1}{4} [(a_2 + a_1)(b_2 - b_1)(c_2 - c_1)] \quad (2.29)$$

Representan las interacciones entre A y B, y entre A y C, respectivamente. Las tres primeras expresiones, es decir A, B y C, representan lo que se denominan efectos principales.

Por último, quedan dos expresiones más que es posible formar, y que sería interesante tratar de interpretar. Ellas son:

$$\frac{1}{4} [(a_2 - a_1)(b_2 - b_1)(c_2 - c_1)] \quad \text{y} \quad \frac{1}{4} [(a_2 + a_1)(b_2 + b_1)(c_2 + c_1)]$$

La primera corresponde al número:

$$ABC = \frac{1}{4} (a_2 b_1 c_1 + a_1 b_2 c_1 + a_1 b_1 c_2 + a_2 b_2 c_2 - a_2 b_2 c_1 - a_1 b_2 c_2 - a_2 b_1 c_2 - a_1 b_1 c_1) \quad (2.30)$$

$$= \frac{1}{4} \{ [(a_2 b_1 c_1 - a_2 b_2 c_1) - (a_1 b_1 c_1 + a_1 b_2 c_1)] - [(a_2 b_1 c_2 - a_2 b_2 c_2) - (a_1 b_1 c_2 - a_1 b_2 c_2)] \}$$



y es la diferencia (bajo los dos niveles de C), entre las diferencias de los efectos de B, bajo los dos niveles de A. Es lo que se denomina interacción entre A, B y C, o interacción triple, la simbolizamos ABC.

Observemos que las siete expresiones vistas hasta aquí, los efectos principales, las interacciones dobles y la interacción triple, tienen la particularidad de que al desarrollarlas, tienen cuatro términos o componentes positivas y cuatro negativas. Al igual que en el caso del diseño 2^2 , una expresión que tiene el mismo número de componentes positivas que negativas se denomina contraste.

La última expresión:

$$\frac{1}{8}[(a_2 + a_1)(b_2 + b_1)(c_2 + c_1)] \quad \text{es igual a:}$$

$$\frac{1}{8}(a_1b_1c_1 + a_2b_1c_1 + a_1b_2c_1 + a_2b_2c_1 + a_1b_1c_2 + a_2b_1c_2 + a_1b_2c_2 + a_2b_2c_2)$$

(2.31)

y no es un contraste, pues todos los términos aparecen con signo positivo. La simbolizamos por 1, y no es una comparación entre los efectos provocados por diversas combinaciones de tratamientos.

Tiene 8 términos con signo (+), en lugar de 4, como los contrastes. Por eso lo dividimos por 8 y no por 4, como los anteriores; ahora promediamos 8 cantidades, antes promediábamos 4 diferencias. Proporciona una medida del efecto promedio de todos los tratamientos.

Construiremos una matriz de diseño, como en el caso 2.

La expresión para un efecto consiste en una colección ordenada de los símbolos (+) y (-), que indican el signo de la componente asociada a la correspondiente combinación de tratamientos. Hay que convenir en el orden de las combinaciones de tratamientos para saber qué mide cada una. Mantengamos el orden introducido en la representación anterior, llamado orden estándar, es decir:

$$a_1b_1c_1, a_2b_1c_1, a_1b_2c_1, a_2b_2c_1, a_1b_1c_2, a_2b_1c_2, a_1b_2c_2, a_2b_2c_2$$



Igual que antes, una expresión es un contraste si tiene tantos (+) como (-). De esta forma $(-, +, -, +, -, +, -, +)$, $(-, -, +, +, -, -, +, +)$ y $(-, -, -, +, +, +, +, -)$

son contrastes. Estos contrastes son A, B y C, respectivamente. Esto se puede verificar fácilmente, recordando que donde hay un (+), la respectiva combinación de tratamientos va con un signo más, y donde hay un (-), con signo menos.

Como en el caso 2^2 , dos contrastes se pueden "multiplicar" comparando los pares de componentes que están en la misma posición relativa en ambos contrastes que se están multiplicando. Al resultado se le asigna, en la misma posición relativa, un (+) si ambas componentes de los multiplicandos son iguales, y un (-) si son distintos. Esto se repite para cada componente. De esta manera, $A \times B$ es igual a:

$$(-, +, -, +, -, +, -, +) \times (-, -, +, +, -, -, +, +) = (+, -, +, +, -, -, +, -)$$

Obsérvese que aquí también el resultado de multiplicar A por B es precisamente la interacción AB. Si " \times " representa la multiplicación de contrastes, definida arriba, podemos decir que $A \times B = AB$, igualdad que facilita la construcción de la Matriz de Diseño.

Si el resultado de multiplicar dos contrastes es un contraste, como en el ejemplo anterior, se dice que los contrastes que y C son ortogonales entre sí, tomados de a pares, lo que se puede verificar fácilmente. Sin embargo, A no es ortogonal con el contraste $(-, +, +, +, -, -, -, +)$, pues el producto es igual a $(+, +, -, +, +, -, -, +)$, que no es contraste por tener seis (+) y dos (-). Con paciencia se puede ver que si se multiplican los contrastes A, B y C, de a pares, y después los resultados se multiplican entre si y por los originales, y así sucesivamente, sólo aparecerán ó contrastes distintos, todos los demás estarán repetidos. En realidad, en un experimento 2^3 el máximo número de contrastes ortogonales que se puede encontrar es 7. En un experimento 2^2 es 3, en un 2^4 es 15, etc. En general, en un experimento 2^k , el número de contrastes ortogonales que se puede encontrar es $2^k - 1$.

Podemos completar el conjunto, para que sean 2^k , con la expresión que tiene sólo (+), que llamamos identidad, y que designamos por 1. No es contraste, pero tiene la particularidad de que al multiplicarlo por otro contraste, uso del 1 como símbolo. Además, un contraste multiplicado por si mismo da la identidad. De esta forma, por



ejemplo, A es igual a I , $AB \times AB$ es igual a I , $ABC \times C$, que se puede denotar como ABC^2 , es lo mismo que AB , $A^2 BC^2$ es igual a B , etc.

Todas las expresiones contenidas en un conjunto ortogonal tienen interpretación. En el experimento 2^3 , el conjunto de contrastes ortogonales está constituido por los efectos principales A , B y C , las interacciones dobles AB , AC y BC , y la interacción triple ABC .

También contiene la identidad (que no es contraste). La tabla siguiente contiene el conjunto de los siete contrastes ortogonales de 2^3 y su identidad. Se agregó una columna con las combinaciones de tratamientos que intervienen en las expresiones, para verificar que efectivamente miden lo que se señala con el símbolo con que se designa cada contraste. La tabla permite efectuar los productos. Se denomina *Matriz de Diseño* del experimento 2^3 .

Se agregó una columna con las combinaciones de tratamientos que intervienen en las expresiones, para verificar que efectivamente miden lo que se señala con el símbolo con que se designa cada contraste. La tabla permite efectuar los productos. Se denomina *Matriz de Diseño* del experimento 2^3 .

Tabla 2.5. - Matriz de Diseño del Experimento 2^3

COMBINACIÓN DE TRATAMIENTOS	C	O	N	T	R	A	S	T	E
	I	A	B	AB	C	AC	BC	ABC	
$a_1 b_1 c_1$	+	-	-	+	-	+	+	-	
$a_2 b_1 c_1$	+	+	-	-	-	-	+	+	
$a_1 b_2 c_1$	+	-	+	-	-	+	-	+	
$a_2 b_2 c_1$	+	+	+	+	-	-	-	-	
$a_1 b_1 c_2$	+	-	-	+	+	-	-	+	
$a_2 b_1 c_2$	+	+	-	-	+	+	-	-	
$a_1 b_2 c_2$	+	-	+	-	+	-	+	-	
$a_2 b_2 c_2$	+	+	+	+	+	+	+	+	

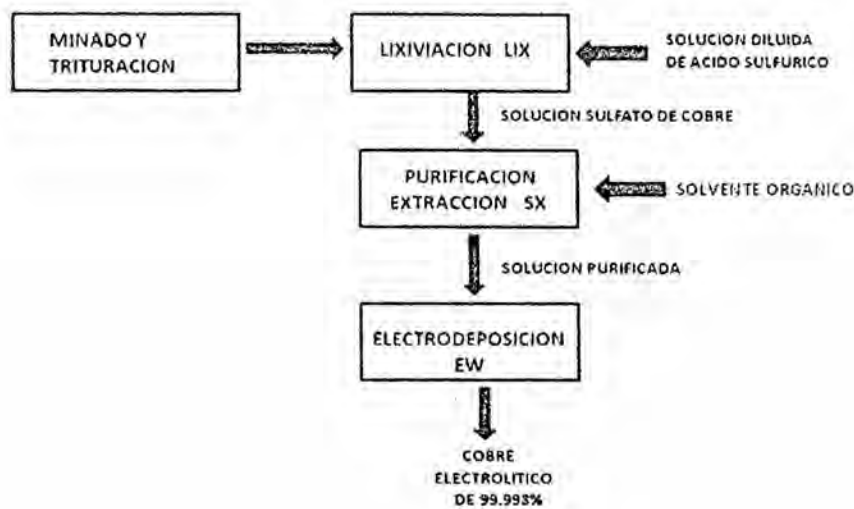


III. MÉTODOS Y MATERIALES

3.1 . HIDROMETALURGIA DE COBRE

Conceptualmente la Hidrometalurgia, está relacionado al agua en su fase líquida para la extracción de cobre metálico, es parte de la metalurgia extractiva, que consiste en el tratamiento de minerales con solventes, descrito en la sección anterior.

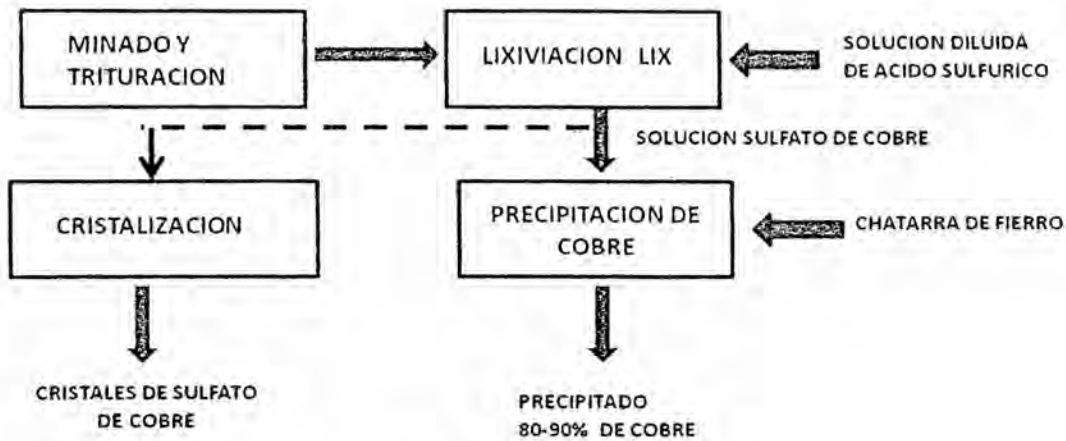
FIGURA No 3.1. HIDROMETALURGIA DE COBRE



La lixiviación, es un proceso hidrometalúrgica, que consiste en extraer parte valiosa de un mineral, disolviendo con soluciones diluidas de ácido o álcali, se entiende como un proceso de transferencia de masa de la fase sólido a la fase líquida, también llamado extracción sólido-líquido, en la etapa de purificación la solución lixiviada con contenido metálico de cobre, se purifica con solvente orgánico, existiendo dos fases la fase orgánico donde pasa selectivamente el catión cobre (cobre con carga positiva) y la fase acuosa(solución agotada). La última etapa es la electrodeposición de la solución purificada.

3.2. PRECIPITACIÓN DE COBRE

FIGURA No 3.2
LIXIVIACIÓN DE COBRE Y PRECIPITACIÓN CON FIERRO METÁLICO



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

A diferencia de la pirometalurgia de sulfuros y la hidrometalurgia LIX-SX-EW, es también un proceso hidrometalúrgico, esta tecnología ha sido ampliamente aplicada, antes del proceso de lixiviación con purificación con solvente orgánico y electrodeposición (LIX-SX-EW) este último se utiliza en la gran minería para aquellos depósitos de óxidos de cobre con baja ley y a gran escala, hoy en día existen plantas que operan por encima de 100 000 TM/día de procesamiento de mineral por ejemplo SPCC Perú y requiere grandes inversiones para la operación.

El proceso de precipitación de cobre con chatarra de hierro, es una tecnología intermedia, que consiste en lixiviar el mineral oxidado con ácido diluido, con chatarra de hierro se forman el cemento de cobre con un contenido de cobre superior a 80%, es una alternativa para aquellos depósitos de óxidos con volúmenes pequeñas y con leyes de cobre considerables por encima de 3%.

Precipitado de cobre

La precipitación, es un fenómeno físico-químico, algunas sustancias que se encuentran en la fase líquida (solución) como las sales metálicas disueltas en agua en medio ácido, en contacto con otro metal, realizan un intercambio de electrones de valencia, por este

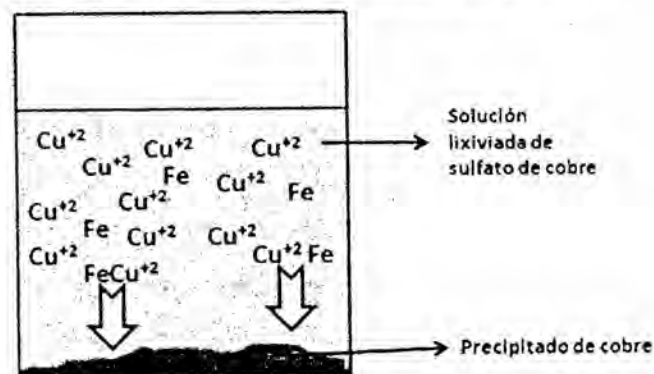
efecto el metal disuelto como sal en el líquido es reducido y como partícula neutra es fondeado a la base del recipiente que lo contiene, estas partículas fondeadas se les precipitado.

El precipitado de cobre metálico, es un producto que industrialmente se obtiene a partir de las soluciones lixiviadas acidas, o sea líquidos que en su composición contienen disueltos sales de sulfato de cobre (CuSO_4), obtenidos a partir de minerales oxidados de cobre por lixiviación acida.

El precipitado de cobre, también se le conoce como cemento de cobre cuya contenido en cobre varía entre los 75 a 85 %, el resto generalmente está compuesto de óxidos de hierro y otros óxidos, presentes por efecto de la disolución de acido del mineral.

De acuerdo a la cinética de la reacción química con hierro la precipitación de cobre es proporcional a la concentración de cobre en la solución lixiviada, el área del hierro expuesta y la constante de rapidez específica, (*Nakarni y Wodsworth; 1968*), puede aumentar al aumentar la temperatura y la velocidad de agitación en forma moderada en ambos casos. [Biswas y Reid 1972], demostraron experimentalmente que en una atmosfera de nitrógeno, el hierro consumido hasta la precipitación del cobre se aproxima en gran medida al que se requiere en la reacción estequiométrica.

FIGURA No 3.4
FORMACIÓN DE PRECIPITADO DE COBRE



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

3.3.TÉCNICA DE INVESTIGACIÓN

Para este trabajo de investigación para la demostración de la hipótesis planteada se ha realizado dos formas de trabajo, el uso de pruebas experimentales para demostrar que el uso de la tecnología propuesta es viable, es mostrando que la forma de la extracción es aceptable y asimismo debe demostrar que el beneficio económico obtenido es aceptable, con el precio actual de cobre y costo unitario de producción.

3.3.1. Pruebas experimentales

EQUIPOS Y MATERIALES

Todas las pruebas experimentales se han realizado en el Laboratorio de Operaciones y procesos Unitarios de Facultad de Ingeniería Química de la Universidad Nacional del Callao, que cuenta con todos los equipos requeridos.

EQUIPOS

1. Agitador Denver para muestras de hasta 1 Kg., con velocidad de agitación controlada, con sus accesorios recipiente.
2. Molino de disco capacidad para 2 Kg de muestra.
3. Juego de Tamices para medir la granulometría o tamaño de partícula
4. Mortero para molienda fina para muestras menores de 500 gramos
5. Balanza analítica
6. Equipo de absorción atómica (laboratorio de química)
7. Filtrador al vacío
8. Vasos de precipitación de 50,100, 200, 500 ml
9. Probetas para medir líquidos
10. Fiolas aforadas
11. Vasos erlenmeyer
12. Microprobetas

MATERIALES BÁSICOS

1. Muestra de mineral
2. Acido sulfúrico técnico
3. Carbonato de sodio



4. Indicador naranja de de metilo
5. Polvo de hierro
6. Acido nítrico
7. Acido clorhídrico
8. Clorato de potasio
9. Tiosulfato de sodio
10. Papel filtro.

3.3.2. Procedimientos de pruebas experimentales

CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA

Elemento	Cu	CuO _x	SiO ₂	Fe	CaO	S
Contenidos						
%	4.31	3.16	36.2	23.8	16	0.04

Fuente: Laboratorio Central de Banco Minero del Perú. 1989

Las muestras fueron estudiadas por difracción de rayos X, en microscopio estereográfico y polarizante, identificando presencia de los siguientes minerales:

ZONA MINERALIZADA	ESPECIE MINERALIZADA	COMPOSICION MAS FRECUENTE
Zona oxidada secundaria	Malaquita	CuCO ₃ .Cu(OH) ₂
	Azurita	2 CuCO ₃ .Cu(OH) ₂
	Cuprita	Cu ₂ O
	Tenorita	CuO
Zona sulfurada	Calcopirita	CuFeS ₂

La ganga, está compuesta por los siguientes componentes: Magnetita (Fe₂O₃.FeO), granate (Hibsite), Calcita (CaO.SiO₂), cuarzo (SiO₂), hematita (Fe₂O₃), limonita(óxido fierro e hidróxido), en mínimo contenido de caolín.

El contenido de Fe (fierro) y el carbonato o CaO es muy importante en el tratamiento de o procesamiento de estos minerales, el fierro consume parte del ácido asimismo el CaO significa que el mineral tiene caliza que también consume ácido, la crisocola tiene

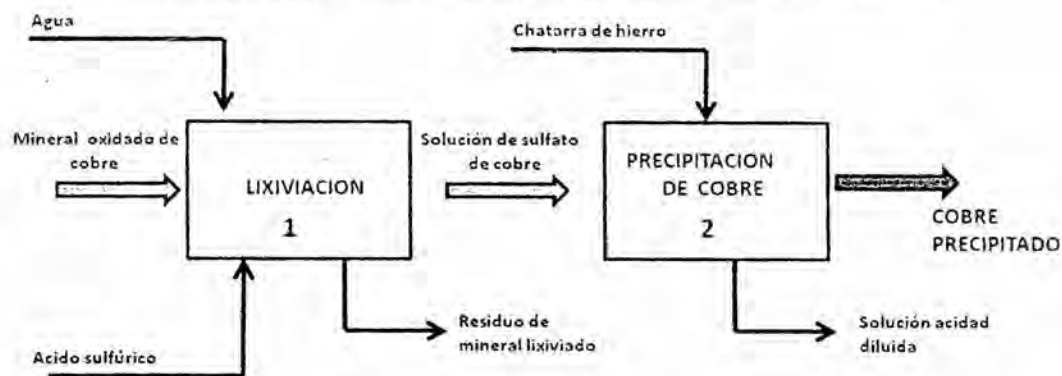


contenido de sílice y óxido de cobre hidratado, el sílice es inerte o sea ganga (material inerte inservible), el contenido de azufre permite identificar mineral como sulfuro, quiere decir que no solo existe óxidos también existen sulfuros. De acuerdo a la mineralogía de la muestra existen presencia de de silicio su presencia es como cuarzo que es una roca dura de alta resistencia, difícil de reducir de tamaño, y gastan mayor energía en reducción de tamaño. Obviamente otros factores que son necesarios investigar en esta muestra para obtener mejores resultados en la obtención del producto deseado, esto depende de la reserva de cada prospecto.

3.3.3. Descripción del proceso

Para esto es necesario indicar los procesos:

DIAGRAMA DEL PROCESO DE LA ALTERNATIVA PROPUESTA.



VARIABLES DEL PROCESO 1

A = Concentración de ácido sulfúrico en gramos por litro (g/l)

B = Tiempo de operación en minutos

C = Granulometría del mineral (tamaño de partícula) en micras

Y = Recuperación de cobre en la solución de sulfato de cobre (respuesta)

La prueba se realiza determinando el contenido de cobre y fierro en el mineral oxidado, asimismo se hará determinando la cantidad de cobre en el residuo, en ambos casos, se tiene que guardar muestras testigo.

VARIABLES DEL PROCESO 2

A = Contenido de cobre en la solución sulfato de cobre (g/ l de cobre)

B = Consumo de fierro en gramos por litro de solución alimentada.

C = Tiempo de operación (minutos)

Y = recuperación de cobre (cantidad de cobre recuperada del total de entrada)

PROCESO 1

Lixiviación por agitación, este método es recomendable para las pruebas experimentales, se requiere menor tiempo y por lo tanto se puede realizar mayor cantidad de pruebas a menor costo con una certeza de 90% aceptable, y se controla las variables de acuerdo al diseño de la investigación.

Se trabaja con una cantidad de muestra fija para todas las pruebas experimentales comparar, la muestra se pasa por una malla o tamiz, para identificar el tamaño de partícula, se pone en un recipiente para agitar, luego se procede a agregar la solución de ácido sulfúrico con la concentración conocida, (ver cuadros de pruebas experimentales), a continuación se agita, controlando el tiempo; una vez terminado la operación se filtra el sólido, se obtiene dos productos solución rica, luego el filtrado se lava con 1000 ml de agua, esta solución se llama solución pobre, se reúne las dos soluciones, se evapora hasta conseguir la concentración deseada por litro de solución.

CÁLCULOS DE RECUPERACIÓN DE COBRE

Para la lixiviación por agitación

$$\% \text{ Recuperación} = \frac{\text{Peso de cobre obtenida en la solución lavada} + \text{solución rica}}{\text{Peso de la muestra (cabeza)}} \times 100$$

Peso de cobre en solución rica

$$= \text{concentración de la solución lixiviada} \left(\frac{\text{g}}{\text{l}} \right) \text{ de cobre} \\ \times \text{volumen de solución lixiviada}$$

Peso de cobre en solución lavada = concentración de la solución lixiviada $\left(\frac{\text{g}}{\text{l}} \right)$ *de cobre* \times *volumen de solución lixiviada.*



PROCESO 2

Para obtener el precipitado de cobre se realiza, con la solución obtenida en el proceso 1, esta operación también se realiza por agitación agregando polvo de hierro en forma gradual, controlando las variables, cuya descripción y pruebas se adjunta en los anexos.

Procedimiento:

La solución obtenida en el proceso (1), se agita controlando los variables de control, se agita por un tiempo deseado agregando gradualmente en pequeñas cantidades el polvo de hierro, lo cual se controla por peso inicial y peso final, en este caso, se agita hasta que desaparece completamente la coloración azul del catión cobre Cu^{+2} , de la solución por efecto de reducción con Fe.

Una vez terminado la operación se lava el precipitado cuidadosamente, eliminando la lama y óxido férrico precipitado, que por naturaleza tiene menos peso específico que el cobre metálico y por ello es fácil separar lavando.

Calculo de la recuperación:

$$\% \text{ de Recup de Cu} = \frac{\text{Peso precipitado de cobre}}{\text{Cantidad total de cobre ingresado en solución lixiviada}} \times 100$$

Los procedimientos de los análisis se han agredo en el anexo de este trabajo, en algunas pruebas se ha contrastado con absorción atómica, para el cobre y contenido de hierro.



3.4. PRESENTACIÓN DE LOS DATOS EXPERIMENTALES

CUADRO No 3.1
LIXIVIACIÓN DE MINERAL OXIDADO DE COBRE:
CONCENTRACIÓN DE ÁCIDO 30 g/l

PRUEBA No	Tiempo (minutos)	Tamaño partícula (micrones)	Extracción % de Cu
2	30	420	91.87
3		297	93.88
4		149	91.48
6	60	420	91.06
7		297	92.04
8		149	92.82
10	90	420	91.67
11		297	92.70
12		149	93.82

Fuente: Consolidado de pruebas experimentales. Laboratorio de UNAC- LOPU



CUADRO No 3.2
LIXIVIACIÓN DE MINERAL OXIDADO DE COBRE
CONCENTRACIÓN DE ÁCIDO 60 g/l

PRUEBA No	Tiempo (minutos)	Tamaño partícula (micrones)	Extracción % de Cu
2	30	420	91.85
3		297	92.45
4		149	93.23
6	60	420	91.92
7		297	93.00
8		149	93.72
10	90	420	92.25
11		297	93.94
12		149	95.26

Fuente: Consolidado de pruebas experimentales. Laboratorio de UNAC-LOPU

CUADRO No 3.3
PRECIPITACIÓN DE SOLUCIÓN SULFATO DE COBRE

PRUEBA No	Consumo de fierro g/l de sol.	Tiempo (minutos)	Entrada Cu (g/l)	Salida Cu (g/l)	Extracción % de Cu
1	16.2	10	18.02	1.78	90.52
3	16.5	20	18.02	1.53	91.80
5	16.7	30	18.02	1.57	91.72
6	16.8	10	19.2	1.83	90.75
8	17.2	20	19.2	1.51	92.52
10	17.5	30	19.2	1.67	92.05
11	18.0	10	19.82	1.81	91.45
12	18.4	20	19.82	1.55	92.26
13	18.6	30	19.82	1.39	93.25

Fuente: Consolidado de pruebas experimentales. Laboratorio de UNAC- LOPU

3.5. DISEÑO EXPERIMENTAL

El experimento se diseñó a tres factores, con tres niveles cada uno: 2^3 que se describen a continuación,

FACTORES	NIVELES
A: Concentración de ácido sulfúrico En gramos por litro (g/l)	a_1 : 30
	a_2 : 60
B: Tiempo en minutos	b_1 : 60
	b_2 : 90
C: Tamaño de partícula en micrones	c_1 : 420
	c_2 : 149



TABLA No 3.1. DE RESPUESTAS COMPLETA DEL EXPERIMENTO 2³

COMPONENTE	I		A		B		AB		C		AC		BC		ABC		
$a_1b_1c_1$	91.48		91.48		91.48		91.48		91.48		91.48		91.48		91.48		
$a_2b_1c_1$	93.23		93.23		93.23		93.23		93.23		93.23		93.23		93.23		
$a_1b_2c_1$	93.82		93.82		93.82		93.82		93.82		93.82		93.82		93.82		
$a_2b_2c_1$	95.26		95.26		95.26		95.26		95.26		95.26		95.26		95.26		
$a_1b_1c_2$	91.87		91.87		91.87		91.87		91.87		91.87		91.87		91.87		
$a_2b_1c_2$	91.85		91.85		91.85		91.85		91.85		91.85		91.85		91.85		
$a_1b_2c_2$	91.67		91.67		91.67		91.67		91.67		91.67		91.67		91.67		
$a_2b_2c_2$	92.25		92.25		92.25		92.25		92.25		92.25		92.25		92.25		
TOTAL	741.43		368.84		372.59		368.43		373.00		372.59		368.43		372.80		371.17
VERIFICACIÓN			741.43		741.43		741.43		741.43		741.43		741.43		741.43		741.43
FACTOR	1	-1	1	1	-1	1	-1	1	-1	1	-1	1	-1	1	-1	1	1
NETO	741.43		3.45		4.57		0.29		-6.15		-2.63		-4.17		1.17		1.17
DIVISOR	8		4		4		4		4		4		4		4		4
EFECTO	92.67		0.8625		1.1425		0.0725		-1.538		-0.6575		-1.043		0.2925		0.2925
RANGO			2		1		4		7		5		6		3		3

Esta tabla se ha elaborado utilizando las relaciones (2.30) a (2.31)

IV. RESULTADOS

4.1. RESULTADOS DE PRUEBAS EXPERIMENTALES

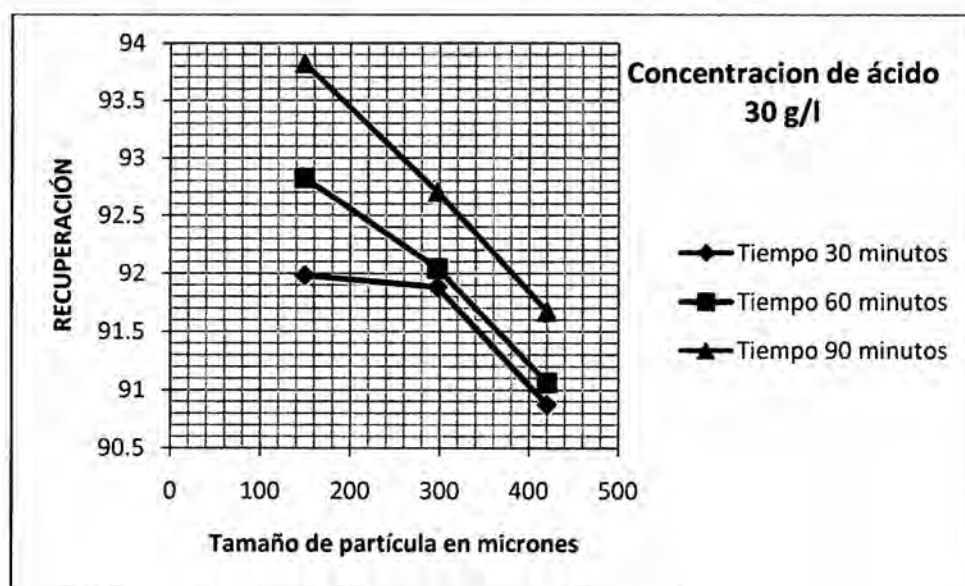
CUADRO No 4.1

LIXIVIACIÓN DE MINERAL OXIDADO DE COBRE:

CONCENTRACIÓN DE ÁCIDO 30 g/l

PRUEBA No	Tiempo (minutos)	Tamaño partícula (micrones)	Extracción % de Cu
2	30	420	91.87
3		297	93.88
4		149	91.48
6	60	420	91.06
7		297	92.04
8		149	92.82
10	90	420	91.67
11		297	92.70
12		149	93.82

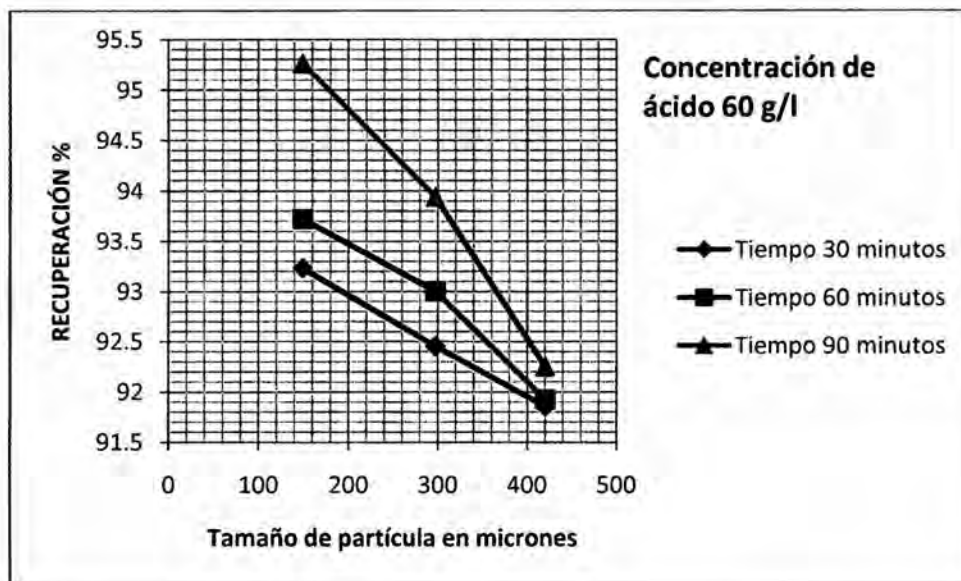
Fuente: Consolidado de pruebas experimentales. Laboratorio de UNAC- LOPU



CUADRO No 4.2
LIXIVIACIÓN DE MINERAL OXIDADO DE COBRE
CONCENTRACIÓN DE ÁCIDO 60 g/l

PRUEBA No	Tiempo (minutos)	Tamaño partícula (micrones)	Extracción % de Cu
2	30	420	91.85
3		297	92.45
4		149	93.23
6	60	420	91.92
7		297	93.00
8		149	93.72
10	90	420	92.25
11		297	93.94
12		149	95.26

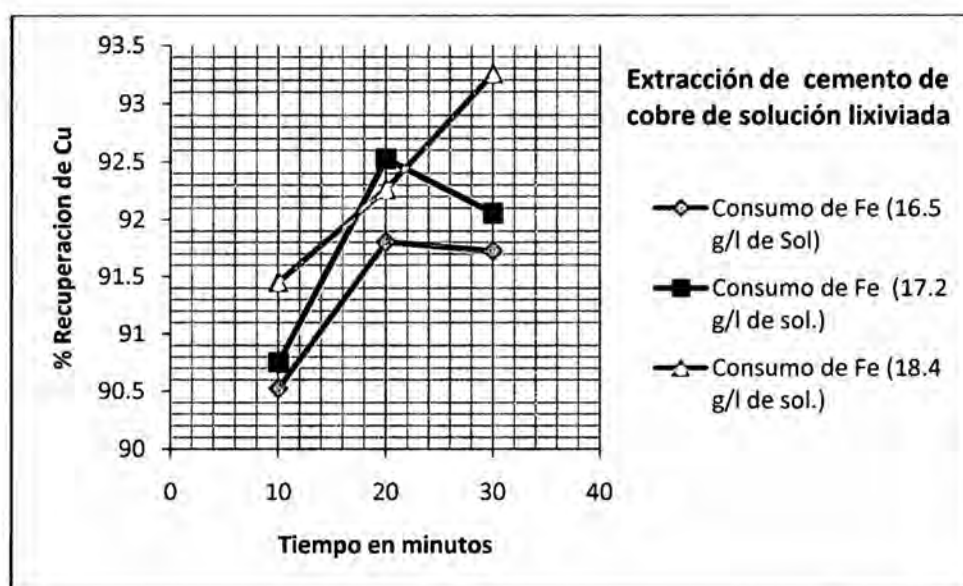
Fuente: Consolidado de pruebas experimentales. Laboratorio de UNAC- LOPU



CUADRO No 4.3
PRECIPITACIÓN DE SOLUCIÓN SULFATO DE COBRE

PRUEBA No	Consumo de fierro g/l de sol.	Tiempo (minutos)	Entrada Cu (g/l)	Salida Cu (g/l)	Extracción % de Cu
1	16.5	10	18.02	1.78	90.52
3	16.5	20	18.02	1.53	91.80
5	16.5	30	18.02	1.57	91.72
6	17.2	10	19.2	1.83	90.75
8	17.2	20	19.2	1.51	92.52
10	17.2	30	19.2	1.67	92.05
11	18.4	10	19.82	1.81	91.45
12	18.4	20	19.82	1.55	92.26
13	18.4	30	19.82	1.39	93.25

Fuente: Consolidado de pruebas experimentales. Laboratorio de UNAC- LOPU



4.2.RESULTADOS ECONÓMICOS

4.2.1. Costos de producción por TM de procesamiento de mineral

RUBRO	COSTOS (US\$)	%
Materia prima	12.75	15
Insumos	8.50	10
Manos de obra	29.75	35
Servicios	17.00	20
Administración	8.50	10
Financieros	8.50	10
TOTAL	85.00	100

Fuente: Elaborado en base a Renta en Minería DESCO. 2007

4.2.2. Cálculos económicos

4.2.2.1. Información general

La pequeña minería trabaja en forma asociada, para la explotación de los depósitos de minerales de cobre oxidada en la región Arequipa, provincia de Caravelí, distrito de Acari. Y la Región Ica al sur de Nazca, Actualmente estas asociaciones solo se dedican a extraer el mineral, cuyo contenido de cobre es de 4.31% de cobre total.

Las empresas comercializadoras de minerales, compra sus minerales extraídos en las misma mina a \$93.5 (U.S.) por tonelada, con la cotización actual del cobre, algunos de éstos se dedican a realizar tratamiento de estos minerales para extraer cemento de cobre usando plantas pequeñas que fluctúan entre 100 y 200 TM de procesamiento por lixiviación en lecho por percolación, como la Planta Poroma Nazca, que se encuentra a 120 Km de distancia desde la mina de los cuales 80 Km la carretera Panamericana Sur, y el resto carretera afirmada, el flete de transporte es S/ 0.032 nuevos soles por kilogramos de mineral.

Los mineros con el precio que reciben por venta de sus minerales no deja margen de utilidades, teniendo en cuenta que ellos han invertido en maquinaria y equipo para los operaciones de minado, actualmente extraen un promedio de 100 TM de mineral diarios, trabajando los 30 días del mes.



- Inversión fija: \$2800000 (financiado al 12.5% anual)
- Inversión intangible: \$120000 (aporte propio)
- Capital de trabajo: \$500000 (60 días, 30% espera de proveedores, el resto aporte propio)

Por otro lado se tiene una información de los costos unitarios por TM para procesamiento de cobre por lixiviación y precipitación con chatarra de acero es:

RUBRO	COSTO (US\$)	%
Materia prima	12.75	15
Insumos	8.5	10
Mano de obra directa	29.75	35
Servicios	17	20
Administración	8.5	10
Financiero	8.5	10
TOTAL	85	100

Los costos relevantes para este caso es el consumo de ácido sulfúrico, chatarra de acero o hierro y los gastos financieros. En el cuadro anterior, la materia prima se refiere al costo de minado (costo de extracción que deben asumir actualmente los pequeños mineros de Cobrepampa).

Se trata de establecer si los mineros deciden construir su propia planta, ¿Cuánto sería su margen de utilidades?, debe construir un flujo de caja para un horizonte de 7 años.

Dato referencial:

Consumo de ácido es 67Kg de H_2SO_4 /TM de mineral procesado

Consumo de chatarra es 38Kg/TM de mineral procesado

4.2.2.2. Cálculos sin proyecto

INGRESOS

- Capacidad instalada: 100 TM/día
- Precio del mineral: 93.5\$/TM

Jornada de trabajo: 30 días/mes

$$100 \frac{TM}{dia} \times \frac{\$93.5}{TM} \times \frac{30 dias}{mes} \times \frac{12 meses}{año} = \$ 3'366,000/año$$

DETERMINACIÓN DE COSTOS

Costos de operación mensual:

COSTOS FIJOS	S/
Mano de obra directa	30,000
Mano de obra indirecta	36,000
Amortizaciones e intereses	325,000
Repuestos y accesorios	15,000
TOTAL	406,000

COSTOS VARIABLES	S/
Insumos	21,000
Servicios y fletes	65,000
Energía y combustible	45,000
TOTAL	131,000

$$\text{Costo Total} = \text{Costos Fijos} + \text{Costos Variables}$$

$$\text{Costo Total} = 406,000 + 131,000 = S/537,000/mes$$

Cambio de moneda¹: S/2.8/1\$

$$\text{Costo Total} = \$2'301,428.57/año$$

¹<http://peru21.pe/noticia/609840/bcp-dolar-cerraria-ano-80-soles>

ESTADO DE PÉRDIDAS Y GANANCIAS

Año 1:

Descripción	Monto (\$/año)
Ingreso	3,366,000.00
Costo total (-)	- 2,301,428.57
Renta Bruta	1,064,571.43
Deducciones (20%) (-)	- 212,914.29
Después de deducciones	851,657.14
Impuesto a la renta (-)	- 255,497.14
Utilidad Distribuible	596,160.00

4.2.2.3. Cálculos considerando proyecto de instalación de planta de lixiviación y precipitación de cobre

Lugar: Nazca -90Km de la mina

Capacidad 250 TM/día

El cobre se extrae de explotaciones a cielo abierto y minas subterráneas, dependiendo de la ley del mineral y de la naturaleza del yacimiento de éste.

Una vez extraído el mineral a la superficie, se machaca y tritura hasta convertirlo en polvo fino y después se concentra para su ulterior procesado. En el proceso de concentración, se forman lodos mezclando con agua el mineral triturado, se añaden reactivos químicos y se inyecta aire en los lodos. Las burbujas de aire se fijan a los minerales de cobre y se extraen por despumado de la parte superior de las células de flotación. El concentrado contiene entre el 20 y el 30 % de cobre. Los residuos, o ganga caen al fondo de las células y se extraen, se deshidratan mediante espesadores y se transportan en forma de lodos a un estanque para su evacuación.. En el proceso hidrometalúrgica, los minerales oxidados y los materiales residuales se lixivian con ácido sulfúrico. La lixiviación se realiza in situ, o en pilas especialmente preparadas, distribuyendo ácido sobre la parte superior y permitiendo que se infiltre y descienda por percolación a través del material, donde se acumula. El suelo situado debajo de las



placas de lixiviación está revestido con un material plástico impermeable y resistente a los ácidos para evitar que el licor de lixiviación contamine las aguas subterráneas.

CÁLCULO DE LA CAPACIDAD ANUAL

$$\frac{250 \text{ TM}}{\text{dia}} \times \frac{30 \text{ dias}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ meses}}{\text{año}} = 90,000 \text{ TMM/año}$$

Cálculo de Cobre producido

Ley del mineral: 4.31%

Porcentaje de recuperación*: 90%

$$\frac{90,000 \text{ TM de mineral}}{\text{año}} \times \frac{4.31 \text{ TM de Cu}}{100 \text{ TM de mineral}} \times 0.9 = 3,491 \text{ TM de Cobre/año}$$

CÁLCULO DEL INGRESO POR VENTAS

Precio del Cobre²: \$3.75/lb

$$\frac{\$3.75}{\text{lb}} \times \frac{1 \text{ lb}}{0.453 \text{ Kg}} \times \frac{1000 \text{ Kg}}{\text{TM}} \times \frac{3,491.10 \text{ TM de Cu}}{\text{año}} = \$28'899,834.44/\text{año}$$

$$\text{Ingreso por Ventas} = \$28'899,834.44/\text{año}$$

CÁLCULO DE MATERIALES O INSUMOS REQUERIDOS

- Ácido Sulfúrico
- Precio de H₂SO₄ comercial (98%)³: \$360/TM
- Concentración de H₂SO₄ en el proceso*: 5%
- Consumo: 67 Kg H₂SO₄/TM mineral

$$\frac{67 \text{ Kg al 5\% de acido}}{\text{TM de mineral}} \times \frac{5}{100} \times \frac{100}{98} = \frac{3.4184 \text{ Kg de ácido sulfúrico al 98\%}}{\text{TM de mineral}}$$

²http://www.google.com/hostednews/epa/article/ALeqM5hZdO5kv4LoLVPkngZ-CuXg41Tj_w?docId=1414591

³http://www.bnamericas.com/news/mineria/Cochilco: Precios del acido sulfurico alcanzan US*360 t el segundo trimestre



Requerimiento de ácido sulfúrico = 307,653 Kg/año

Costo anual de ácido sulfúrico = \$ 110,755.10/año

- Chatarra
- Precio de la chatarra: S/17/TM
- Consumo: 38Kg chatarra/TM mineral
-

$$\frac{0.038 \text{ TM de chatarra}}{\text{TM de mineral}} \times \frac{90,000 \text{ TM de mineral}}{\text{año}} \times \frac{\text{S/17}}{\text{TM de chatarra}} = \$ 20,764.29/\text{año}$$

Costo anual de chatarra = \$ 20,764.29 (2.80 soles/dólar U.S.)

CÁLCULO DE LA INVERSIÓN TOTAL

- Inversión fija: \$2'800,000
- Inversión intangible(aporte propio): \$120,000

Inversion Fija = Inversion Tangible – Inversion Intangible

$$\text{Inversion Fija} = 2'800,000 - 120,000 = \$ 2'680,000$$

- Capital de trabajo: \$500,000

Inversion Total = Inversion Fija + Capital de trabajo

$$\text{Inversion Total} = 2'800,000 + 500,000 = \$ 3'300,000$$

ESTRUCTURA DEL FINANCIAMIENTO

- Aporte propio: \$ 120,000
- Préstamo (financiado al 12.5% anual): \$ 2'680,000
- Préstamo*: \$500,000x0.3= \$ 150,000



El 30% financiado por los proveedores, para pagar en 60 días (2 meses), asumiendo una tasa de interés de 0.1533% mensual⁴.

4.3.CONTRASTACIÓN DE RESULTADOS

Se basa en la tecnología de precipitación de cobre, estos se realizan en dos partes o proceso, el primero de lixiviación de cobre, para lo cual se han realizado dos tipos de pruebas experimentales se muestran los resultados en el cuadro 4.1 y cuadro 4.2, con sus respectivos gráficos, segunda parte o proceso 2, corresponde al cuadro 4.3 y su grafica, corresponde a la precipitación de cobre.

Se trata de mostrar que la tecnología de precipitación de cobre es aceptable si la recuperación de cobre es óptima en los dos procesos, para lo cual el control se realiza con la entrada del mineral con contenido de cobre conocida, (ley de cabeza). Luego después de observar el comportamiento del mineral durante el experimento, se analiza el contenido de cobre en el mineral saliente del proceso (residuo) en la lixiviación, y en la precipitación la solución lixiviada ingresa con contenido de cobre en gramos por litro, a la salida se analiza en la solución agotada:

Proceso 1. Lixiviación

Muestra de control ley de cobre: 3.41 %

Salida después del experimento: Ley del residuo debería tender 0 %

La tendencia es recuperar todo lo que entra entonces la recuperación debe acercarse al 100%

Proceso 2. Precipitación de cobre

Muestra de control en este caso varia el contenido de cobre en solución lixiviada, a la entrada.

Después del experimento, en la solución lixiviada (agotada), debe tender a cero el contenido de cobre, entonces la recuperación de cobre debe tender al 100%.

⁴http://www.sbs.gob.pe/app/stats/TasaDiaria_8.asp



Si la muestra procede de una población normal, supuesto que ha sido verificado con el test de normalidad (software MINTAB), para cada una de los cuadros: 4.1, 4.2 y 4.3 consolidados de las pruebas experimentales presentados, para mostrar la consistencia de la hipótesis planteada en el presente trabajo de investigación.

HIPÓTESIS: (1)

$$H_0 : \mu = 0,85$$

$$H_A : \mu > 0,85$$

Resultados obtenidos con el minitab, a un 95% de confiabilidad

Test of mu = 0,85 vs mu > 0,85

Variable	N	Mean	StDev	SE Mean	T	P
CUADRO 4.1	12	0,91197	0,02481	0,00716	8,65	0,00

Podemos observar que al ser $p < 5\%$, se rechaza la hipótesis nula (h_0). lo que permite concluir que el % de recuperación de cobre es superior al 85%.

HIPÓTESIS: (2)

$$H_0 : \mu = 0,85$$

$$H_A : \mu > 0,85$$

Resultados obtenidos con el minitab, a un 95% de confiabilidad

Test of mu = 0.85 vs mu > 0,85

Variable	N	Mean	StDev	SE Mean	T	P
CUADRO 4.2	16	0,88255	0,01377	0,00344	9,46	0,000

Se puede observar que al ser $p < 5\%$, se rechaza la hipótesis nula (H_0). lo que permite concluir que el % de recuperación de cobre es superior al 85%.

HIPÓTESIS: (3)

$$H_0 : \mu = 0,91$$

$$H_A : \mu > 0,91$$

Resultados obtenidos con el minitab, a un 95% de confiabilidad

Test of mu = 0,91 vs mu > 0,91

Variable	N	Mean	StDev	SE Mean	T	P
----------	---	------	-------	---------	---	---



CUADRO 4.3 20 0,92189 0,00793 0,00177 -6,71 **0,000**

Podemos observar que al ser $p < 5\%$, se rechaza la hipótesis nula (H_0). lo que permite concluir que el % de recuperación de cobre es superior al 91%.

Para contrastar la viabilidad económica, de una planta de procesamiento de precipitado de cobre, se ha realizado el análisis de costo beneficio proyectado para un horizonte de 7 años, en Anexo No 14, en las tablas 1 a 17 se incluye, los cálculos en la última tabla se muestra el cálculo del valor actual económico y financiero de los beneficios netos, y la tasa de retorno económico y financiero, se ha trabajado con la hipótesis de:

$VANF > 0$ ACEPTAR

$VANF < 0$, RECHAZAR

RESUMEN	$VANF =$	58,126,698	Miles \$	ACEPTA
	$TIRF =$	18.69%		ACEPTA

Visto el resultado de la operación, es favorable para los pequeños mineros accionistas, vale decir que la rentabilidad del proyecto es mayor que el costo de oportunidad esperado en inversiones similares.

4.4. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

1. Para la hipótesis planteada, del uso de la tecnología de precipitación de cobre con una recuperación adecuada, esta se convertirá en una alternativa económica rentable para la pequeña minería.
2. En la extracción de metales a partir de metales, es importante la recuperación, este factor hace la viabilidad de una tecnología, por tener bajas recuperaciones se desecha una tecnología y se cambia por otra, si hay buena recuperación o rendimiento, entonces económicamente es viable.

3. Se trata de T student, el control se ha hecho con una recuperación mayor de 90% para la precipitación y 85% de lixiviación este es pesimista en términos generales aceptable.
4. La única forma de controlar es la situación de la muestra de mineral antes de procesar y después del experimento, obviamente después debe quedar con 0% de cobre, eso es lo ideal, donde la recuperación sería 100%, pero por razones de la complejidad de cada yacimiento que ofrece un mineral, no es posible llegar a esto, pero siempre se busca lo **óptimo**, para lo cual se combina una serie de variables como ofrecidos en los cuadros de resultados de combinación de factores.
5. Las graficas 4.1 y 4.2, muestran los resultados de la recuperación de cobre, la grafica 4.1 muestra resultado óptima, para un tamaño de partícula de 297 micras mejores resultados, independiente del tiempo de lixiviación, la recuperación de cobre es 93.04%, si se trabajó con minerales de mayor tamaño de partícula incluso a 420 micras es aceptable de 92% de recuperación con tiempo de 60 minutos de agitación.
6. La grafica 4.3 muestra los resultados de la prueba experimental de precipitación de cobre, muestra resultados óptimos de recuperación de cobre para un tiempo de operación de 20 minutos, con concentración de cobre de 22.7 g/l de contenido de cobre a la entrada o antes del experimento, donde la recuperación es 93.25%, en este caso son relevantes el contenido de cobre a la entrada (cobre en la solución lixiviada).
7. Por último, para un análisis global del estudio económico, para un caso específico Sociedad Minera Cobrepamapa, sin proyecto que considera solamente la venta de minerales bajo el hipótesis que las ganancias no satisfacen las expectativas de los pequeños mineros y se asume para otro caso con un proyecto de instalación de una planta de lixiviación y precipitación de cobre con chatarra de hierro, obteniéndose resultados que satisfacen a los pequeños mineros, que se obtiene una tasa de retorno financiero de 18.69%, usando capital financiado.



V. DISCUSION DE RESULTADOS

DISCUSION

Con los resultados mostrados de las pruebas experimentales, es necesario tener en cuenta las variables experimentales, la cantidad de cobre contenida en el mineral es relevante (ley de cobre), para procesar los minerales a menor escala es importante este detalle, a comparación de gran minería procesan minerales de baja ley de cobre, ya que superan los 100 000 TM/día de procesamiento, en cambio en la pequeña minería el volumen de tratamiento apenas llega a 200 TM/día para este tipo de tecnologías.

Es necesario analizar el gasto de insumos, que es una relación directa de contenido de cobre en el mineral, los insumos más importantes son el ácido sulfúrico en la etapa de lixiviación y chatarra de fierro en la precipitación, los precios de estos insumos están en relación a los precios de los metales en el mercado internacional, teniendo una buena recuperación por encima de 85%, no son relevantes estos insumos para los costos de procesamiento de mineral.

5.2. CONCLUSIONES

1. Se ha caracterizado el mineral de trabajo, se ha recibido un mineral con análisis de químico conocido, misma se ha verificado analizando el contenido de cobre y fierro, usando los métodos de análisis adjunta en anexo 7, con microscopía óptica se ha identificado los tipos de minerales existentes en la muestra, el contenido de fierro es importante, porque esta sustancia también consume ácido sulfúrico en la lixiviación.
2. Realizando las pruebas experimentales con una muestra tipo de óxido de cobre, caracterizado, supera una recuperación por encima de 90%, este al nivel experimental, generalmente se mejora en la planta de procesamiento, con la recirculación de los materiales tratados.
3. Se ha identificado las reservas de minerales existentes en el Perú, de acuerdo a los registros de la Dirección General de Minería del Ministerio de Energía y Minas, los datos se encuentran actualizados en sus páginas web.



4. Se ha establecido la renta obtenida con la tecnología aplicada, con una recuperación de 90%, del orden de 99.33 dólares americanos la utilidad por cada tonelada métrica de mineral procesado, considerando la muestra con 4.2 % de ley de cobre, para ello se ha usado la cotización internacional del precio de los metales y y los costos de operación establecidas por la Sociedad Nacional de Minería y Petróleo, Instituto de Investigación de Economía DESCO



VI. REFERENCIALES

- [1]. AMER, S.- Aplicaciones de la extracción con disolventes a la hidrometalurgia.- XI parte.- Metales preciosos (I).- Revista metalúrgica CENIM Vol. 19 1983 N° 2.
- [2]. AMER, S.- Aplicaciones de la extracción con disolventes a la hidrometalurgia.- XI Parte.- Metales preciosos (II).Revista Metalúrgica CENIM Vol. 19 1983 N° 3.
- [3]. Alguacil, F. J. .- La extracción con disolventes aplicada a la hidrometalurgia del cobre.- I parte.- Reactivos específicos del cobre.- Revista Metalúrgica Madrid 23 (3) 1987.
- [4]. Andrade, H. y otros.- Univ. Industrial Santander- Colombia.- Modelamiento y simulación de un circuito de flotación de minerales mediante dinámica de sistemas.- Impulso Minero N° 10 Año 3, 1995.
- [5]. Aramburú Rojas Vidal Sixto.- Modelo de la preparación en concentrados de oro pirético, para la optimización del proceso de cianuración “Utilizando el programa estadístico Statgraphic plus”. 2003.
- [6]. Banco Minero del Perú. 1977. Pruebas Experimentales para Obtener Sulfato de cobre a partir de soluciones acidas sin purificar de la Zona de Nazca. Ica. Informe Técnico No 912. Laboratorio Central de Callao.
- [7]. Banco Minero del Perú. 1989. Análisis de Minerales Óxidos de Cobre. Minera Cobrepampa. Distrito de Acari. Caravili. Arequipa. Informe No 23. Laboratorio Central de Callao.
- [8]. Biswas, A.K. y Reid J.G. Junio 1972. Investigación de la precipitación de cobre con hierro. Australia. I.M.M. 242. Página 37-45
- [9]. Bonelli, A.J. Optimización del proceso de lixiviación por agitación en plantas hidrometalúrgicas.- XXII Convención Ingenieros de Minas del Perú.- Arequipa 1995.

- [10]. Castañeda Saldaña, Beatriz. Bioestadística Editorial EDUNI. Lima Perú. 2007.
- [11]. Castellan Gilbert W..- Fisicoquímica.- Fondo educativo interamericano SA. 2001.
- [12]. CEPAL. Comisión Económica para América Latina y el Caribe. Naciones Unidas. Evolución de los Precios de Principales productos. 1980-2008. Presentado por Alejandro Ovalle. 2009.
- [13]. Coimbra Carneiro Maria F..- Lixiviação da calcopirita com cloreto férrico e cloreto de sódio.
- [14]. Costa Novella, E. Y otros.- Algunos modelos para la determinación experimental de coeficientes de transferencia de materia.- Sistemas Sólido líquido.- Ingeniería Química Enero 1980.
- [15]. David Dreisinger.- New Developments in Hydrometallurgical Treatment of Copper concentrates.- E & MJ.- May 1975, 1982, 1989, 1995
- [16]. DESCO. Calculo de Renta Minera de Perú y Chile. Realizado por Humberto Campodónico. 2007
- [17]. Domic Esteban M..- Hidrometalurgia, Fundamentos, Procesos y Aplicaciones. Editorial Santa Elena. Santiago de Chile. 2001.
- [18]. Dutrizac, J.E. y Chen, T.T. Mineralogical characterization of leach residues of a pyrite Zn -Pb - Cu -Ag concentrate, Canadian Metalurgical Quartely, Vol 26, Nº 3, 1987.
- Publicaciones WEB
- [19]. Galbiati Riesco, Jorge. Diseño de Experimentos Factoriales Aplicados a Procesos Industriales. Marzo 2011.
- [20]. Obtención de precipitado de Cobre. Tesis de Maestría. Suero I. Policarpo. Setiembre 2010.



ANEXOS

ANEXO No 1

PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN DE MINERAL DE COBRE

Peso de la muestra: 500 g

Ley de cabeza de cobre: 4.31 %

Concentración de Acido sulfúrico: 50 g/l

1. TIEMPO -TAMAÑO DE PARTÍCULA

Prueba No 1. Tiempo: 60 minutos, Tamaño de partícula: 420 micrones

DENOMINACIÓN	LEY DE COBRE	CANTIDAD	Contenido de Cu (gramos)	% RECUPERACIÓN DE COBRE
CABEZA	4.31%	500 g	21.55	91.87
SOLUCION RICA	14.20 g/l	1000 ml	14.20	
SOLUCION LAVADA	5.60 g/l	1000 ml	5.60	
RESIDUO	0.36 %	485.3	1.75	

Prueba No 2. Tiempo: 60 minutos, Tamaño de partícula: 297 micrones

DENOMINACIÓN	LEY DE COBRE	CANTIDAD	Contenido de Cu (gramos)	% RECUPERACIÓN DE COBRE
CABEZA	4.31%	500 g	21.55	93.88
SOLUCION RICA	12.87 g/l	1000 ml	12.87	
SOLUCION LAVADA	7.36 g/l	1000 ml	7.36	
RESIDUO	0.274 %	481.6	1.32	

Prueba No 3. Tiempo: 60 minutos, Tamaño de partícula: 149 micrones

DENOMINACIÓN	LEY DE COBRE	CANTIDAD	Contenido de Cu (gramos)	% RECUPERACIÓN DE COBRE
CABEZA	4.31%	500 g	21.55	91.48
SOLUCION RICA	12.45 g/l	1000 ml	12.45	
SOLUCION LAVADA	7.26 g/l	1000 ml	7.26	
RESIDUO	0.394 %	479.20 g	1.84	

2. CONCENTRACIÓN ÁCIDO SULFÚRICO –TAMAÑO DE PARTÍCULA

Prueba No 1. Concentración de ácido: 30 g/l, Tamaño de partícula: 1680 micrones

DENOMINACIÓN	LEY DE COBRE	CANTIDAD	Contenido de Cu (gramos)	% RECUPERACIÓN DE COBRE
CABEZA	4.31%	500 g	21.55	85.32
SOLUCION RICA	13.89 g/l	1000 ml	13.89	
SOLUCION LAVADA	4.5 g/l	1000 ml	4.50	
RESIDUO	0.67 %	472.5 g	3.16	

Prueba No 2. Concentración de ácido: 30 g/l, Tamaño de partícula: 420 micrones

DENOMINACIÓN	LEY DE COBRE	CANTIDAD	Contenido de Cu (gramos)	% RECUPERACIÓN DE COBRE
CABEZA	4.31%	500 g	21.55	86.50
SOLUCION RICA	14.05 g/l	1000 ml	14.05	
SOLUCION LAVADA	4.59 g/l	1000 ml	4.59	
RESIDUO	0.595%	489.20 g	2.91	



Prueba No 3. Concentración de ácido: 30 g/l, Tamaño de partícula: 297 micrones

DENOMINACIÓN	LEY DE COBRE	CANTIDAD	Contenido de Cu (gramos)	% RECUPERACIÓN DE COBRE
CABEZA	4.31%	500 g	21.55	87.01
SOLUCION RICA	14,73 g/l	1000 ml	14.73	
SOLUCION LAVADA	4.02 g/l	1000 ml	4.02	
RESIDUO	0.58 %	482.50 g	2.80	

ANEXO No 2

**PRUEBAS EXPERIMENTALES DE PRECIPITACIÓN DE COBRE
CONCENTRACIÓN DE COBRE- TIEMPO**

Prueba No 1. Concentración de cobre: 18.4 g/l Tiempo: 10 minutos

PRODUCTO	Contenido de cobre	Cantidad	Cantidad de Cu (gramos)	% Recuperación de Cobre
Cabeza	18.02 g/l	200 ml	3.604	90.52
Precipitado de cobre	77.67 %	4.20 g	3.262	
Solución Agotada	1.78 g/l	192 ml	0.342	

Prueba No 2. Concentración de cobre: 18.4 g/l Tiempo: 15 minutos

PRODUCTO	Contenido de cobre	Cantidad	Cantidad de Cu (gramos)	% Recuperación de Cobre
Cabeza	18.02 g/l	200 ml	3.604	91.62
Precipitado de cobre	78.25%	4.22 g	3.300	
Solución Agotada	1.56 g/l	195 ml	0.304	

Prueba No 3. Concentración de cobre: 18.4 g/l Tiempo: 20 minutos

PRODUCTO	Contenido de cobre	Cantidad	Cantidad de Cu (gramos)	% Recuperación de Cobre
Cabeza	18.02 g/l	200 ml	3.604	91.80
Precipitado de cobre	76.83 %	4.31 g	3.31	
Solución Agotada	1.53 g/l	192 ml	0.294	

Prueba No 4. Concentración de cobre: 18.4 g/l Tiempo: 25 minutos

PRODUCTO	Contenido de cobre	Cantidad	Cantidad de Cu (gramos)	% Recuperación de Cobre
Cabeza	18.02 g/l	200 ml	3.604	91.75
Precipitado de cobre	79.54 %	4.16 g	3.306	
Solución Agotada	1.59 g/l	187 ml	0.298	

Prueba No 5. Concentración de cobre: 18.4 g/l Tiempo: 30 minutos

PRODUCTO	Contenido de cobre	Cantidad	Cantidad de Cu (gramos)	% Recuperación de Cobre
Cabeza	18.02 g/l	200 ml	3.604	91.72
Precipitado de cobre	80.05 %	4.13 g	3.306	
Solución Agotada	1.57 g/l	190 ml	0.298	

ANEXO No 3
GASTO DE POLVO DE HIERRO

Prueba No	Fe (gramos)	Prueba No	Fe (gramos)
1	3.25	11	3.52
2	2.26	12	3.52
3	3.42	13	3.55
4	3.42	14	3.51
5	3.40	15	3.50
6	3.39	16	4.25
7	3.41	17	4.26
8	3.40	18	4.08
9	3.40	19	4.15
10	3.39	20	4.16

Los cálculos se han realizado en base al consumo de hierro de las pruebas experimentales de los cuadros del anexo No 2 y considerando el consumo teórico de hierro para una solución de sulfato de cobre cuya concentración de cobre se conoce.



ANEXO No 4

EVOLUCIÓN DE PRECIOS Y COSTOS DE PRODUCCIÓN DE
COBRE EN CTVS US\$/LB

AÑO	PRECIO DE COBRE	COSTO DE PRODUCCION DE COBRE		
		FLOTACION LIXIVIACION	LIXIVIACION SX-EW	LIXIVIACION PRECIPITACION
1995	133.18	65.3	42.52	53.44
1996	104.14	67.4	44.33	52.33
1997	103.28	68.24	44.21	52.25
1998	75.02	69.2	48.23	56.44
1999	71.32	70.1	51.2	69.65
2000	82.24	70.4	52.4	64.36
2001	71.6	69.56	56.32	62.78
2002	70.74	69.34	57.04	65.32
2003	80.7	76.87	58.02	70.35
2004	129.99	93.28	62.4	85.8
2005	166.87	95.57	63.1	83.24
2006	304.91	101.54	68.4	87.56
2007	322.93	107.54	76.45	88.56
2008	315.51	105.00	85.00	91.50
2009	233.52	77.76	87.3	92.3

FUENTE; SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA Y PETROLEO y ELABORACION PROPIA. 2009

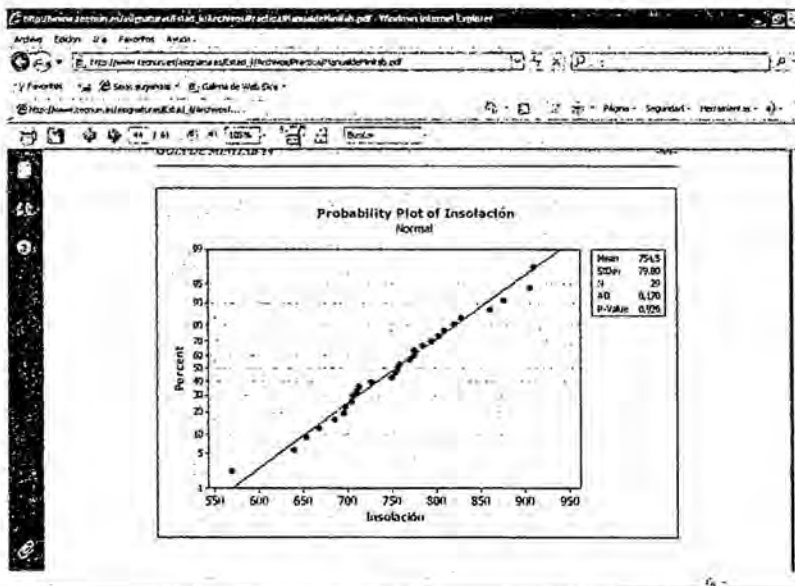
ANEXO No 5

1. PRUEBA DE LA NORMALIDAD DE LOS DATOS CON T STUDENT

Resulta muy frecuente en la práctica el tener que comprobar si los datos con los que se está trabajando provienen de una distribución normal. Esto lo hace MINITAB desde **Stat/Basic Statistics/Normality Test**. En la ventana de diálogo que aparece en este caso, solo hay que indicarle en qué variable están los datos cuya normalidad se quiere comprobar y el programa permite elegir entre tres test de bondad de ajuste distintos para llevarlo a cabo. Por defecto está el test de Anderson-Darling, basado en comparaciones con la función de distribución, al igual que el de Kolmogorov-Smirnov y también se da como opción el método de Shapiro-Wilks, basado en la correlación. La respuesta en todos ellos va a tener la misma gráfica, la que representa el ajuste de los datos a PPN, lo cual se interpreta de la siguiente manera:

Cuanto más alineados estén los puntos, mejor. La calidad del ajuste se medirá de acuerdo al modelo. El p-valor en cada caso, indicará si se rechaza o no la hipótesis de normalidad (un p-valor por debajo de 0,05, estará revelando que los datos no son normales). Además se da como información la estimación de la media y de la desviación típica.

Ejemplo: En este grafico por ejemplo se puede observar que el $p\text{-value}=0,926 > 0,05$ lo que verifica la normalidad de las observaciones.

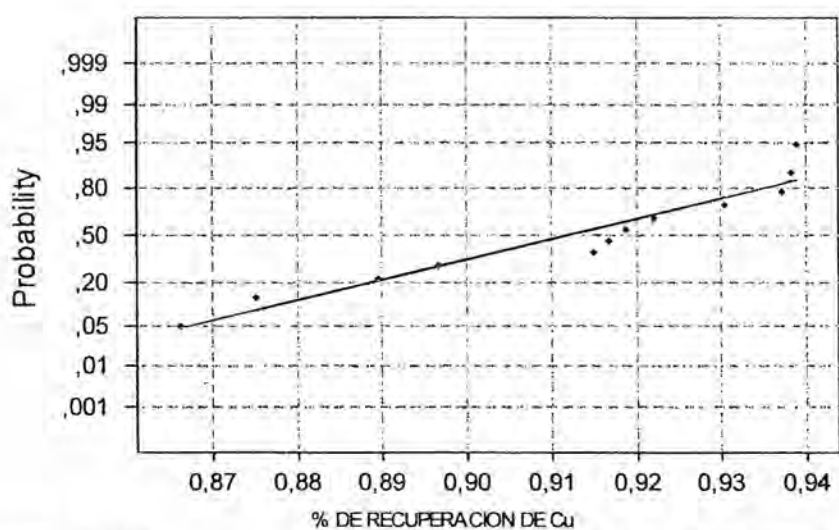


Para el caso de los cuadros presentados presentados, se tiene el siguiente resultados gráficos.

GRÁFICA No 1

2. GRAFICA No 1. PRUEBA DEL CUADRO 4.1

Normal Probability Plot



Average: 0,911967
StDev: 0,0248108
N: 12

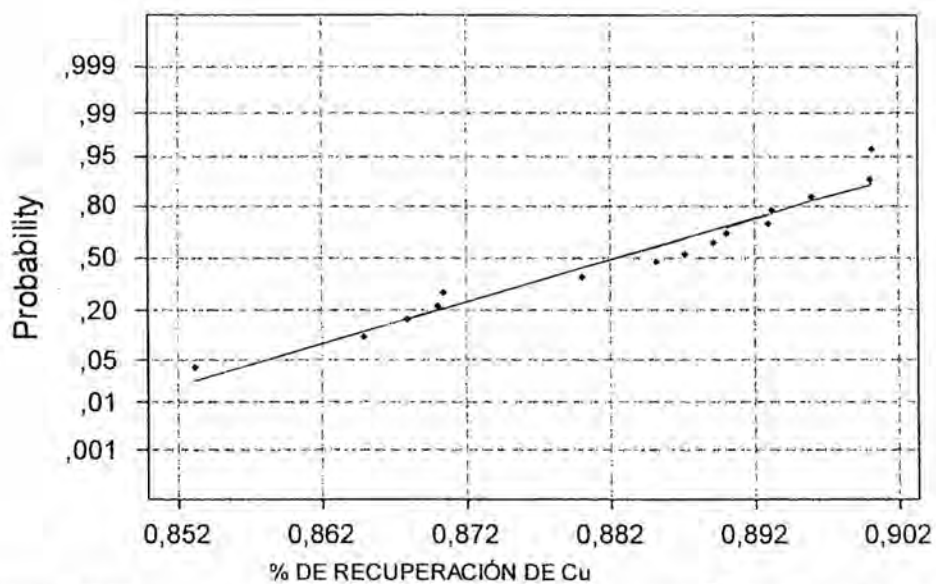
Anderson-Darling Normality Test
A-Squared: 0,463
P-Value: 0,210

El p-value = 0,210 > 0,05 lo que verifica la normalidad de las observaciones

GRÁFICA No 2

3. GRAFICA No 1. PRUEBA DEL CUADRO 4.2

Normal Probability Plot



Average: 0,88255
StDev: 0,0137653
N: 16

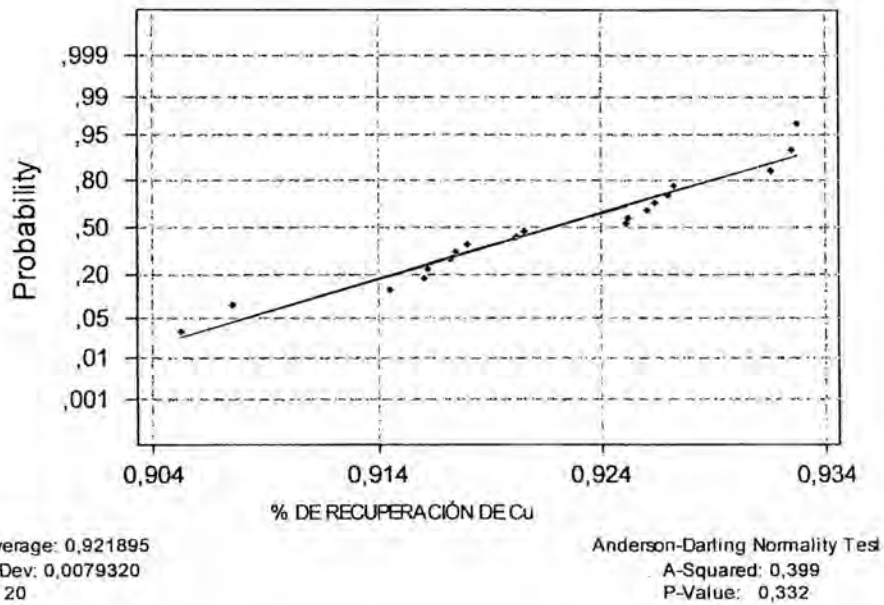
Anderson-Darling Normality Test
A-Squared: 0,379
P-Value: 0,363

El p-value = 0,363 > 0,05 lo que verifica la normalidad de las observaciones

GRÁFICA No 3

4. GRAFICA No 3. PRUEBA DEL CUADRO 4.3

Normal Probability Plot



el p-value = 0,332 > 0,05 lo que verifica la normalidad de las observaciones

Habiendo verificado la normalidad de las observaciones, haremos uso de la **prueba t**, para cada caso.

ANEXO No 6

DISTRIBUCION ACUMULATIVA T STUDENT

n	p								
	0.75	0.80	0.85	0.90	0.95	0.975	0.990	0.995	0.9995
1	1.0005	1.376	1.963	3.078	6.314	12.706	31.821	63.657	636.619
2	0.816	1.061	1.386	1.836	2.920	4.303	6.965	9.925	31.598
3	0.765	0.978	1.250	1.638	2.353	3.182	4.541	5.841	12.941
4	0.741	0.941	1.190	1.533	2.132	2.776	3.747	4.604	8.610
5	0.727	0.920	1.156	1.476	2.015	2.571	3.365	4.032	6.859
6	0.718	0.906	1.134	1.440	1.943	2.447	3.143	3.707	5.959
7	0.711	0.896	1.119	1.415	1.895	2.365	2.998	3.499	5.405
8	0.706	0.889	1.108	1.397	1.860	2.306	2.896	3.355	5.041
9	0.703	0.883	1.100	1.383	1.833	2.262	2.821	3.250	4.781
10	0.700	0.879	1.093	1.372	1.812	2.228	2.764	3.169	4.587
11	0.697	0.876	1.088	1.363	1.796	2.201	2.718	3.106	4.437
12	0.695	0.873	1.083	1.356	1.782	2.179	2.681	3.055	4.318
13	0.694	0.870	1.079	1.350	1.771	2.160	2.650	3.012	4.221
14	0.692	0.868	1.076	1.345	1.761	2.145	2.624	2.977	4.140
15	0.691	0.866	1.074	1.341	1.753	2.131	2.602	2.947	4.073
16	0.690	0.866	1.071	1.337	1.746	2.120	2.584	2.921	4.015
17	0.689	0.863	1.069	1.333	1.740	2.110	2.567	2.898	3.965
18	0.688	0.862	1.067	1.330	1.734	2.101	2.552	2.878	3.922
19	0.688	0.861	1.066	1.328	1.729	2.093	2.540	2.861	3.883
20	0.687	0.860	1.064	1.325	1.725	2.086	2.528	2.845	3.850
21	0.686	0.859	1.063	1.323	1.721	2.080	2.518	2.831	3.819
22	0.686	0.858	1.061	1.321	1.717	2.074	2.508	2.819	3.792
23	0.685	0.858	1.060	1.319	1.714	2.069	2.500	2.807	3.767
24	0.685	0.857	1.059	1.318	1.711	2.064	2.492	2.797	3.745
25	0.684	0.856	1.058	1.316	1.708	2.060	2.485	2.787	3.725
26	0.684	0.856	1.058	1.315	1.706	2.056	2.477	2.779	3.707
27	0.684	0.855	1.057	1.314	1.703	2.052	2.473	2.771	3.690
28	0.683	0.855	1.056	1.313	1.701	2.048	2.467	2.763	3.674
29	0.683	0.854	1.055	1.311	1.699	2.045	2.462	2.756	3.659
30	0.683	0.854	1.055	1.310	1.697	2.042	2.457	2.750	3.646
35	0.682	0.852	1.052	1.306	1.690	2.030	2.438	2.724	3.591
40	0.681	0.851	1.050	1.303	1.684	2.021	2.423	2.704	3.551
45	0.680	0.850	1.048	1.301	1.680	2.014	2.412	2.690	3.520
50	0.680	0.849	1.047	1.299	1.676	2.008	2.403	2.678	3.496
55	0.679	0.849	1.047	1.297	1.673	2.004	2.396	2.669	3.476
60	0.679	0.848	1.046	1.296	1.671	2.000	2.390	2.660	3.460
70	0.678	0.847	1.045	1.294	1.667	1.994	2.381	2.648	3.435
80	0.678	0.847	1.044	1.293	1.665	1.990	2.374	2.638	3.416
90	0.678	0.846	1.043	1.291	1.662	1.987	2.368	2.632	3.402
100	0.677	0.846	1.042	1.290	1.661	1.984	2.364	2.626	3.390
200	0.676	0.844	1.039	1.286	1.653	1.972	2.445	2.601	3.340
300	0.676	0.843	1.038	1.285	1.650	1.968	2.437	2.592	3.323
400	0.676	0.843	1.038	1.284	1.649	1.966	2.434	2.588	3.315
500	0.676	0.843	1.037	1.284	1.648	1.965	2.432	2.586	3.310
1000	0.675	0.842	1.037	1.283	1.647	1.962	2.427	2.581	3.301
∞	0.67449	0.84162	1.03643	1.28155	1.64485	1.95996	2.32630	2.57582	3.29053

FUENTE: Tablas Estadísticas. Díaz Busto, Pedro. Edit. San Marcos. Lima-Perú 2008

ANEXO No 7

PROYECTO: COBREPAMPA
ANÁLISIS DE COSTO BENEFICIO

TABLA Nº1 : Tamaño de Planta y Condiciones de Operación

Criterio	Cantidad	Unidades.
Capacidad en TM mineral procesado	90,000	TM mineral/año
TM Cu producido/TM mineral procesado	3,491	TM Cu/año
Operación :	360	Dias/año
	12	Meses/año
	24	Horas/ día

Dato: 250 TM/día

4.31% ley de Cu. Asumiendo una recuperación del 90%

TABLA Nº 2 : Programa de Producción y Ventas

Tipo de cambio 2.80 Soles/dólar
 Precio de mercado 3.75 \$/lb Cu
 8278.15 \$/TM Cu

Años	Uso de capacidad (%)	Producción (TM mine/año)	Producción (TM Cu/año)	Ventas (miles \$)
1	80%	72,000	2,793	23,119,868
2	85%	76,500	2,967	24,564,859
3	100%	90,000	3,491	28,899,834
4	100%	90,000	3,491	28,899,834
5	100%	90,000	3,491	28,899,834
6	100%	90,000	3,491	28,899,834
7	100%	90,000	3,491	28,899,834

TABLA N.º3: Plan de Inversión y Financiamiento (S)

Concepto	Inversión (S)	Deuda (S)	Capital (Aporte Propio)
Inversión fija (IF)	2,800,000	2,680,000	120,000
Capital de trabajo (CT)	500,000	150,000	350,000
Total	3,300,000	2,830,000	470,000
Relación DEUDA/CAPITAL	100%	86%	14%

HIPOTESIS: se recurre al siguiente préstamo

Del Capital de Trabajo

30% 150000

mitos S

TABLA N.º4: Programa de Pagos de Intereses y Amortizaciones del préstamo

Condiciones Financieras

Monto de préstamo: 2.680.000 \$

Piazo: 5 Años incluyendo 1 año de periodo de gracia

Tasa de interes: 12.5% anualmente

Anual	Capital Adeudado	Pago de Intereses	Amortización	Servicio de Deuda
0	2680000			
1	2680000	335.000	0	335.000
2	2680000	335.000	556657.20	891.657
3	2123342.80	265.418	626239.35	891.657
4	1497103.45	187.138	704519.27	891.657
5	792584.18	99.073	792584.18	891.657
Hipotesis: Se asume servicio a la deuda.				3.901.629
				2680000

ETAPA PRE-OPERATIVA(año cero)
 PRIMER AÑO DE OPERACIÓN
 SEGUNDO AÑO DE OPERACIÓN
 TERCER AÑO DE OPERACIÓN
 CUARTO AÑO DE OPERACIÓN
 QUINTO AÑO DE OPERACIÓN

Condiciones Financieras

Monto de prestamo:

150,000 \$

Plazo:

2 meses

Tasa de interes:

0.15% mensual

Se considera una tasa de interes minima regulada por la Superintendencia de Banca y Seguros de 1.8% anual. Se hace el calculo para llevarlo a mensual mediante formula.

Mensual	Capital Adeudado	Pago de Intereses	Amortización	Servicio de Deuda
1	150000	229.95	74942.557	75172.51
2	75057.4435	115.06	75057.443	75.172.51
Hiptotesis: Se asume servicio a la deuda.				150.345.01

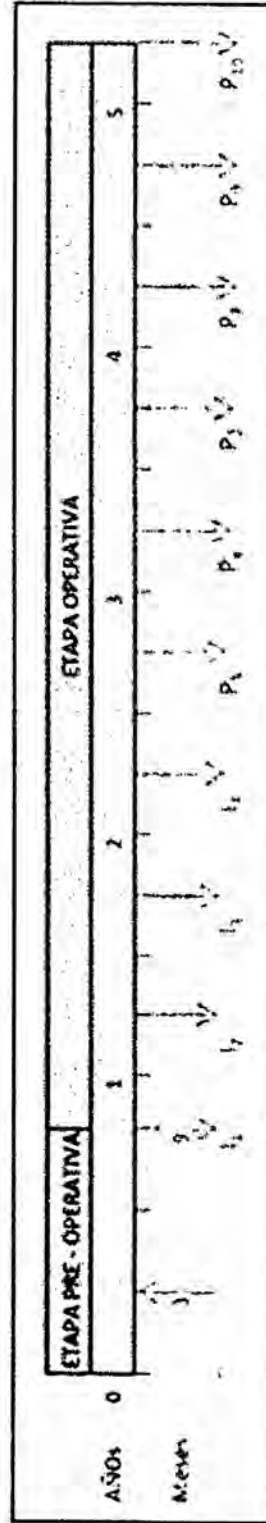


TABLA N°5: Intereses pre-operativos y operativos

Año	Etapa	Interes	Servicio de Deuda
0	Pre-operativa	0	0
1	Operativa	335.000	335.000
2	Operativa	335.000	891.657
3	Operativa	265.418	891.657
4	Operativa	187.138	891.657
5	Operativa	99.073	891.657

Año	Etapa	Interes	Servicio de Deuda
0	Pre-operativa	0	0
1	Operativa	335.000	335.000
2	Operativa	335.000	891.657
3	Operativa	265.418	891.657
4	Operativa	187.138	891.657
5	Operativa	99.073	891.657

TABLA N°6 : Inversión Fija

Datos:

TOTAL INVERSION FIJA	2800000
INVERSION TANGIBLE	2680000
INVERSION INTANGIBLE	120000

TANGIBLE

Concepto	Monto	Unidades
Vehiculos (10% IFT)	268000	\$
Edificaciones Administrativas (10% IFT)	268000	\$
Maquinarias y equipos (50% IFT)	1340000	\$
Instalacion y montaje (40% Maq y Equip)	536000	\$
Edificaciones de vivienda (5% IFT)	134000	\$
Construcciones auxiliares (5% IFT)	134000	\$
TOTAL DE INVERSION	2680000	\$

IFT: Inversion Fija Tangible

INTANGIBLE

Concepto	Monto	Unidades
Gastos Pre-operativos (30% IFI)	36000	\$
Gastos de pre - arranque (30% IFI)	36000	\$
Estudios/Otros (40% IFI)	48000	\$
TOTAL DE INVERSION	120000	\$

IFI: Inversion Fija Intangible

Costo de Planta		
Concepto	Monto	Unidades
Maquinarias y equipos	1340000	\$
Instalacion y montaje	536000	\$
TOTAL DE COSTO DE PLANTA	1876000	\$

Inversion Fija Depreciable		
Concepto	Monto	Unidades
Vehiculos	268000	\$
Edificaciones Administrativas	268000	\$
Maquinarias y equipos	1340000	\$
Instalacion y montaje	536000	\$
Edificaciones de vivienda	134000	\$
Construcciones auxiliares	134000	\$
Total Inversión fija depreciable	2680000	\$



TABLA N°7: Costo Variable Unitario (CVU)

Insumo	Unidad	Consumos por TM	Precios (\$/TM)	CVU (\$/TM)
a) Costos de Fabricación				
Acido Sulfurico	TM	0.067	360.00	1.23
Chatarra	TM	0.038	6.07	0.23
Insumos (dato)				8.50
Materia Prima (minado)				12.75
*Flete				8.57
Subtotal Costos Manufactura				31.28
b) Gastos de ventas (asumir igual a los administr)				1.85
c) Gastos administrativos				0.00
Total de CVU				33.13

TABLA N°8: Capital de trabajo

ANALISIS DE OPERACIÓN	
Producción:	90.000 TM mineral

Necesidad de Fondos	(US\$/TM)	\$
Gastos de Ventas	1.85	166.667
Gastos Administrativos	1.85	166.667
Gastos Financieros	1.85	166.667
Capital de trabajo		500,000

*Asumimos que el gasto para los 3 sera igual, tomando como base los \$500,000

TABLA N°9: Costos Fijos Operativos

Concepto	S/TM minera	S/año
Costo de Manufactura		
Mano de obra directa(MOD)	29.75	2.677,500
Gastos Indirectos de fabricación (GIF)		
Mano de obra indirecta(MOI): 20%MOD		535,500
Supervisión directa: 20%(MOD+MOI)		642,600
Servicios	17.00	1.530,000
Mantenimiento y reparación: 6% costo de planta		112,560
Control de Calidad: 15% del MOD		401,625
Depreciación: 10% Inv. Fija Depreciable		268,000
Seguro de Fábrica: 3% Inv. Fija Depreciable		80,400
Gastos generales de planta: 0.5% Inv. Fija Depreciable		13,400
Sub total de Costo de Manufactura Fijos		6,261,585
Gastos Administrativos	1.85	166,667
Gastos de Ventas		0
Total de Costos Fijos		6,428,252
Total de Costos Fijos Desembolsables (sin depreciación)		6,160,252

TABLA N° 10 : Estados de Perdidas y Ganancias, EPG (S)

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS EPG (S)							
CONCEPTO/ANOS	1	2	3	4	5	6	7
Ventas	23.119,868	24.564,859	28.899,834	28.899,834	28.899,834	28.899,834	28.899,834
Costos:							
Costos Variables (CV)	2.385,692	2.534,797	2.982,115	2.982,115	2.982,115	2.982,115	2.982,115
Costos Fijos desembolsables	6.160,252	6.160,252	6.160,252	6.160,252	6.160,252	6.160,252	6.160,252
Depreciación	268,000	268,000	268,000	268,000	268,000	268,000	268,000
Total Costos Operativos	8.813,943	8.963,049	9.410,366	9.410,366	9.410,366	9.410,366	9.410,366
UAI	14.305,924	15.601,810	19.489,468	19.489,468	19.489,468	19.489,468	19.489,468
Intereses	335,000	335,000	265,418	187,138	99,073	0	0
	345	0	0	0	0	0	0
UAI	13.970,579	15.266,810	19.224,050	19.302,330	19.390,395	19.489,468	19.489,468
Impuestos (TAX 30%)	4.191,174	4.580,043	5.767,215	5.790,699	5.817,119	5.846,840	5.846,840
Utilidad Desp de Impuestos	9.779,405	10.686,767	13.456,835	13.511,631	13.573,277	13.642,628	13.642,628
Utilidad Distribuible (10%) Reserva Leg	977,940.5	1.068,676.7	1.345,683.5	1.351.163.1	1.357.327.7	1.364.262.8	1.364.262.8
Utilidad Retenida	8,801,465	9,618,090	12,111,152	12,160,468	12,215,949	12,278,365	12,278,365

TABLA N°11: Flujo de Caja (ESTADO DE INGRESOS Y EGRESOS)

CONCEPTO/AÑOS	1	2	3	4	5	6	7
INGRESOS POR VENTAS	23.119.868	24.564.859	28.899.834	28.899.834	28.899.834	28.899.834	28.899.834
EGRESOS OPERATIVOS							
Costos variables	2.385.692	2.534.797	2.982.115	2.982.115	2.982.115	2.982.115	2.982.115
Costos Fijos desembolsables	6.160.252	6.160.252	6.160.252	6.160.252	6.160.252	6.160.252	6.160.252
Impuesto a la renta (TAX 30%)	4.191.174	4.580.043	5.767.215	5.790.699	5.817.119	5.846.840	5.846.840
TOTAL EGRESOS OPERATIVOS	12.737.117	13.275.092	14.909.581	14.933.065	14.959.485	14.989.207	14.989.207
Saldo de Caja I (Flujo Económico)	10.382.750	11.289.767	13.990.253	13.966.769	13.940.350	13.910.628	13.910.628
Servicio de deuda	335.000	891.657	891.657	891.657	891.657	0	0
	150.345	0	0	0	0	0	0
Saldo de caja II (Flujo Financiero)	9.897.405	10.398.110	13.098.596	13.075.112	13.048.692	13.910.628	13.910.628

Hipótesis: Las ventas se realizaron al contado

Alternativa de Presentación de los Fondos Generados por las Operaciones del negocio

CONCEPTO/AÑOS	1	2	3	4	5	6	7
UTILIDAD NETA	8.201.464,88	9.618.090,41	12.111.151,69	12.160.468,03	12.215.948,93	12.278.364,93	12.278.364,93
Depreciación	268.000,00	268.000,00	268.000,00	268.000,00	268.000,00	268.000,00	268.000,00
Intereses	335.000,00	335.000,00	265.417,88	187.137,93	99.073,02	0,00	0,00
	345,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Saldo de Caja I (Flujo Económico)	9.404.809,89	10.221.090,41	12.644.569,54	12.615.605,97	12.583.021,95	12.546.364,93	12.546.364,93
Servicio de la deuda	335.000,00	891.657,20	891.657,20	891.657,20	891.657,20	0,00	0,00
	150.345,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Saldo de caja II (Flujo Financiero)	8.919.464,88	9.329.433,21	11.752.912,33	11.723.948,76	11.691.364,75	12.546.364,93	12.546.364,93

TABLA N° 12 : FLUJOS NETOS PROYECTADOS (S)

FLUJO NETO PROYECTADO (S)	0	1	2	3	4	5	6	7
CONCEPTO/AÑOS								
Ventas		23.119.868	24.564.859	28.899.834	28.899.834	28.899.834	28.899.834	28.899.834
Inversión Fija	-2.800.000							
Capital de Trabajo	-500.000							
Costos:								
Costos Variables (CV)		2.585.692	2.534.797	2.982.115	2.982.115	2.982.115	2.982.115	2.982.115
Costos Fijos desembolsables		6.160.252	6.160.252	6.160.252	6.160.252	6.160.252	6.160.252	6.160.252
Egresos		-8.545.943	-8.695.049	-9.142.366	-9.142.366	-9.142.366	-9.142.366	-9.142.366
Depreciación		-268.000	-268.000	-268.000	-268.000	-268.000	-268.000	-268.000
Impuesto a la Renta (30%)		-4.191.174	-4.580.043	-5.767.215	-5.790.699	-5.817.119	-5.846.840	-5.816.840
Flujo Neto Económico	-3.300.000	10.114.750	11.021.767	13.722.253	13.698.769	13.672.350	13.642.628	13.642.628
Préstamo	2.830.000							
Intereses		-355.000	-355.000	-265.418	-187.138	-99.073	0	0
		-345	0	0	0	0	0	0
Amortización		0	-556.657	-626.239	-704.519	-792.584	0	0
		-150.000	0	0	0	0	0	0
Flujo Neto Financiero	-470.000	9.629.405	10.130.110	12.830.596	12.807.112	12.780.692	13.642.628	13.642.628
Aporte Propio	470.000							

TABLA N°13 : Estructura de Financiamiento

Concepto	Inversión	Deuda	Aporte de Propio
Total (miles \$)	3.300.000	2.830.000	470.000
Relacion D/K	100%	86%	14.2%

TABLA N°14 : Costo de Oportunidad del Capital Global -Tasa mínima referencial o COKE

Fuente	Valor del dinero % del COKE	Participacion en la estructura Financiera(%)	Promedio Ponderado (%)
Deuda	12.5%	85.8%	10.72%
Aporte propio	16.0%	14.2%	2.28%
Costo de Capital Economico o COKE		100.0%	13.00%

HALLANDO:
 $COKE = (\%Deuda) / (COKE) + (\%Aporte Propio) / (COKE)$
 $COKE = 85.8\% * 12.5\% + 14.2\% * 16\%$
 COKE = 13%

TABLA N°15 : Cálculo del VANE y TIRE

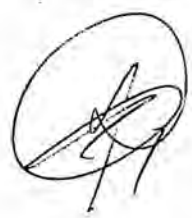
Exedente que se obtiene luego de recuperar la inversión total y de cubrir todos los costos en el horizonte del proyecto
 El analisis se realiza para todo el horizonte establecido de 7 años y se considera el flujo economico.
 La tasa de corte para la evaluación del flujo económico corresponde al costo de capital global que 13.00%

Si VANE > 0 ACEPTAR
 Si VANE < 0 RECHAZAR

Costo de capital Accionistas (COKE) 13.00%

VANE				
Años (t)	Flujo Económico	Factor de descuento	VAN (Miles \$)	
0	-3.300.000	1.00	-3.300.000	
1	10.114.750	0.88	8.951.227	
2	11.021.767	0.78	8.631.892	
3	13.722.253	0.69	9.510.592	
4	13.698.769	0.61	8.402.162	
5	13.672.350	0.54	7.421.301	
6	13.642.628	0.48	6.553.334	
7	13.642.628	0.43	5.799.488	
8	0	0.00	0	
9	0	0.00	0	
10	0	0.00	0	
VANE (COKE=13%)			51.969.997	51.967.243

HALLANDO:
 $VANE = \sum \text{Flujo Económico} \cdot (1 + \text{COKE})^{-t}$
 VANE = \$ 51.969.997



TASA INTERNA DE RETORNO:

Es la tasa de actualización a descuento con la cual el valor neto va hacer igual a cero

Si TIRE > COKE ACEPTAR
 Si TIRE < COKE RECHAZAR

Años	Flujo Económico	TIRE			R= 17.4%			R= 18.35%			R= 19.4%		
		fd	VA	fd	VA	fd	VA	fd	VA	fd	VA		
0	-3.300.000	1.00	-3300000	1.00	-3300000	1.00	-3300000	1.00	-3300000	1.00	-3300000	1.00	-3300000
1	10.114.750	0.85	8619234	0.84	8546406	0.84	8546406	0.84	8546406	0.84	8546406	0.84	8546406
2	11.021.767	0.73	8003468	0.71	7868789	0.70	7737482	0.70	7737482	0.70	7737482	0.70	7737482
3	13.722.253	0.62	8491138	0.60	8277715	0.59	8071385	0.59	8071385	0.59	8071385	0.59	8071385
4	13.698.769	0.53	7223297	0.51	6982243	0.49	6751160	0.49	6751160	0.49	6751160	0.49	6751160
5	13.672.350	0.45	6143425	0.43	5888232	0.41	5645654	0.41	5645654	0.41	5645654	0.41	5645654
6	13.642.628	0.38	5223709	0.36	4964415	0.35	4720014	0.35	4720014	0.35	4720014	0.35	4720014
7	13.642.628	0.33	4451357	0.31	4194657	0.29	3954736	0.29	3954736	0.29	3954736	0.29	3954736
8	0	0.28	0	0.26	0	0.24	0	0.24	0	0.24	0	0.24	0
9	0	0.24	0	0.22	0	0.20	0	0.20	0	0.20	0	0.20	0
10	0	0.20	0	0.19	0	0.17	0	0.17	0	0.17	0	0.17	0
VAN			44855628		43422457.3		42055230		42055230		42055230		42055230

RESUMEN	VANE=	51,969,997	Miles \$	ACEPTA
	TIRE=	18.35%		ACEPTA

Conclusión: de acuerdo a la estructura de costos, a la capacidad de generación de fondos, a la estructura financiera asumida y el nivel de costo de capital el PROYECTO ES VIABLE. Por lo tanto, debe hacerse el proyecto.

- El excedente que se obtiene luego de recuperar la inversión total y de cubrir todos los costos en el horizonte del proyecto.
- El análisis se realiza para todo el horizonte establecido de 7 años y se considera en el flujo económico.
- La tasa de corte para la evaluación del flujo económico corresponde al costo de capital global que asciende a 13%.



TABLA N°16 : Costo de Oportunidad del Capital Global -Tasa mínima referencial COKE

Fuente	Valor del dinero (%)	Participación en la estructura Financiera (%)	(1-T) = (1-0.3)	Promedio Ponderado (%)
Deuda	12.5%	85.8%	0.7	7.50%
Aporte propio	16.0%	14.2%		2.28%
Costo de Capital Financiero COKF		100.0%		9.78%

HALLANDO:
 $COKF = (\%Deuda)(COK) (1-T) + (\%Aporte Propio)(COK)$
 $COKE = 85.8\% \cdot 12.5\% \cdot (1-0.3) + 14.2\% \cdot 16\%$
 $COKF = 9.78\%$

TABLA N°17 : Cálculo del VANF y TIRE

El analisis se realiza para todo el horizonte establecido de 7 años y se considera el flujo financiero de los accionistas.
 Se considera como costo de capital de los accionistas el valor de 9.78%

SI VANF > 0 ACEPTAR
 SI VANF < 0 RECHAZAR

Costo de capital (COKF) 9.78%

VANF				
Años	Flujo Financiero	Factor de descuento	VAN (Miles \$)	
0	-470,000	1.00	-470,000	
1	9,629,405	0.91	8,771,342	
2	10,130,110	0.83	8,405,186	
3	12,830,596	0.76	9,697,205	
4	12,807,112	0.69	8,816,933	
5	12,780,692	0.63	8,014,701	
6	13,642,628	0.57	7,792,872	
7	13,642,628	0.52	7,098,460	
8	0	0.00	0	
9	0	0.00	0	
10	0	0.00	0	
VANF(COKE=9.8%)			58,126.698	

HALLANDO:
 $VANF = \sum Flujo \text{ Economico} \cdot (1+COKE)^{-t}$
 $VANF = \$ 58,126.698$

TASA INTERNA DE RETORNO:

Es la tasa de actualización a descuento con la cual el valor neto va hacer igual a cero

SI TIRF > COKF ACEPTAR
 SI TIRF < COKF RECHAZAR

Años	Flujo Financiero	R = 17.69%		R = 18.69%		R = 19.7%	
		fd	VA	fd	VA	fd	VA
0	-470000	1.00	-470000	1.00	-470000	1.00	-470000
1	9559405	0.85	8182102	0.84	8113165	0.84	8045379
2	10130210	0.72	7313832	0.71	7191108	0.70	7071446
3	12830596	0.61	7871239	0.60	7673955	0.58	7483210
4	12807112	0.52	6675947	0.50	6453764	0.49	6240787
5	12780592	0.44	5660848	0.42	5426358	0.41	5203428
6	15642628	0.36	5134410	0.35	4880259	0.34	4640665
7	13642628	0.32	4563706	0.30	4111816	0.28	3877281
8	0	0.27	0	0.25	0	0.24	0
9	0	0.23	0	0.21	0	0.20	0
10	0	0.20	0	0.18	0	0.17	0
VAN			44731085		43380445.39		42092195

RESUMEN	VANF = 58.126.698	Miles \$	ACEPTA
	TIRF = 18.69%		ACEPTA

APANCAMIENTO FINANCIERO = VANF - VANE
 APALANCAMIENTO FINANCIERO = \$ 6'156,702.00

Por lo tanto con el financiamiento se obtendra mayor rentabilidad del proyecto