

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



**“EVALUACION TECNICA Y ECONOMICA EN
LA RECUPERACION DE COBRE RESIDUAL
EN MINAS ABANDONADAS”**

Informe de Competencia Profesional

Para optar el título profesional de
INGENIERO DE MINAS

ALDO DE LA CRUZ PECEROS

LIMA – PERÚ

2008

TABLA DE CONTENIDO

CAPITULO I

| | |
|---|----|
| 1.0 INTRODUCCION | 1 |
| RESUMEN | 2 |
| 1.1 GENERALIDADES DEL PROYECTO | 3 |
| 1.1.1 Ubicación y acceso | 3 |
| 1.1.2 El proyecto de recuperación de mineral residual | 5 |
| 1.1.3 Planta Metalúrgica de Mufulira | 6 |
| 1.1.4 Planta de acido | 7 |
| 1.1.5 Definición de líneas de base del proyecto | 7 |
| 1.1.6 Estudio protocolar | 8 |
| 1.2 ANTECEDENTES | 9 |
| 1.2.1 Proyectos Similares | 9 |
| 1.2.2 Mopani Copper Mine en la actualidad y Futuro | 11 |

CAPITULO II

| | |
|--|----|
| 2.0 ESTIMACION DE RECURSOS | 16 |
| 2.0.1 Geología y Mineralización del yacimiento “Cinturón de Cobre” | 16 |
| 2.0.2 Geología y Mineralización de la Mina Mufulira | 16 |
| 2.1 RECOPIACION DE DATOS GEOLOGICOS | 18 |
| 2.2 MODELOS DE RECURSOS PARA IN-SITU LEACHING | 20 |
| 2.3 ESTIMACION DE RECURSOS EN LA MINA (FASE I) | 21 |

| | |
|---|----|
| 2.3.1 Capa de Oxido (área no minado) | 22 |
| 2.3.2 Tajeos antiguos de Open Stope | 22 |
| 2.3.3 Tajeos antiguos rellenos con relave | 22 |
| 2.3.4 Area Block Caving | 23 |
| 2.3.5 Area Block Caving & Sublevel Caving | 23 |
| 2.4 RECURSOS EN EL FUTURO | 24 |
| 2.5 TRABAJOS PROGRAMADOS | 24 |

CAPITULO III

| | |
|---|----|
| 3.0 EVALUACION DEL PROYECTO | 25 |
| 3.1 EVALUACION ECONOMICA | 25 |
| 3.1.1 Capital de Inversión | 26 |
| 3.1.2 Cronograma | 26 |
| 3.1.3 Distribución de Costos | 26 |
| 3.1.4 Costo Operacional | 27 |
| 3.1.5 Periodos | 28 |
| 3.1.6 Precio de cobre | 28 |
| 3.1.7 Análisis del Valor Presente Neto | 31 |
| 3.1.7.1 Valor Presente Neto | 31 |
| 3.1.7.2 Tasa Interna de Retorno | 32 |
| 3.1.7.3 Calculo del VAN y TIR | 33 |
| 3.1.8 Análisis de Riesgo & Sensibilidad | 35 |
| 3.1.8.1 Costo de Acido | 35 |
| 3.1.8.2 Precio de Cobre | 38 |
| 3.1.8.3 Factor consumo de Acido | 42 |

CAPITULO IV

| | |
|--|----|
| 4.0 ALCANCE SOBRE HIDROLOGIA | 44 |
| 4.0.1 AMBIENTE HIDROLOGICO | 44 |
| 4.0.2 CARACTERISTICAS DE RECURSOS HIDROLOGICOS | 45 |
| 4.0.2.1 Capa de Oxido | 46 |
| 4.0.2.2 Tajeos antiguos (Open Stope) | 46 |
| 4.0.2.3 Tajeos antiguos rellenados con Relave | 47 |
| 4.0.2.4 Tajeos antiguos (Block Caving & Sub Level) | 47 |
| 4.1 EVALUACION HIDROLOGICA | 47 |

CAPITULO V

| | |
|--|----|
| 5.0 OPERACIONES EN MINA | 49 |
| 5.0.1 INTRODUCCION | 49 |
| 5.0.2 Lixiviación en Minas Subterráneas | 50 |
| 5.1 RECURSOS DE MINERAL FASE I | 53 |
| 5.1.1 Ubicación | 53 |
| 5.1.2 Características | 54 |
| 5.2 GENERALIDADES DEL PROYECTO EN LA MINA | 55 |
| 5.2.1 Accesibilidad | 55 |
| 5.2.2 Drenaje en la Mina | 55 |
| 5.2.3 Ventilación | 56 |
| 5.3 EXTRACCION Y ESTRATEGIAS DE DESARROLLO | 57 |
| 5.4 EL METODO DE LIXIVIACION Y EQUIPO | 58 |
| 5.4.1 Sistema de irrigación | 58 |
| 5.4.2 Sistema de bombeo | 61 |

| | |
|--|----|
| 5.4.2.1 Sistema de bombeo de irrigación | 61 |
| 5.4.2.2 Sistema de extracción de la solución | 62 |
| 5.5 MANEJO DE SOLUCIONES | 65 |
| 5.6 SERVICIOS AUXILIARES & SUMINISTROS | 66 |
| 5.7 RECURSO HUMANOS | 67 |
| 5.8 CRONOGRAMA DE DESARROLLO DEL PROYECTO | 68 |
| 5.9 EL COSTO ESTIMADO PLAN PILOTO | 69 |
| 5.9.1 Capital de Inversión | 69 |
| 5.9.2 Costo de Operación | 70 |

CAPITULO VI

| | |
|----------------------------|----|
| 6.0 EVALUACION METALURGICA | 72 |
| 6.0.1 TRABAJO PILOTO | 72 |
| 6.1 PROCESO DE LIXIVIACION | 74 |
| 6.2 OPERACIONES CRÍTICAS | 75 |

CAPITULO VII

| | |
|-------------------------------------|----|
| 7.0 HIDROMETALURGIA PLANTA DE SX-EW | 77 |
| 7.0.1 INTRODUCCION | 77 |
| 7.1 LA PLANTA SX | 78 |
| 7.2 PLANTA ELECTRO-WINNING | 78 |
| 7.3 MANO DE OBRA | 79 |
| 7.4 COSTO ESTIMADO | 79 |
| 7.5 TRABAJO PROGRAMADO | 82 |

CAPITULO VIII

| | |
|---------------------------------------|----|
| 8.0 EVALUACION AMBIENTAL | 83 |
| 8.0.1 Operaciones en Mina | 83 |
| 8.0.2 Operaciones en Superficie | 85 |
| 8.1 AGUAS SUBTERRANEAS | 85 |
| 8.1.1 Monitoreo de aguas subterráneas | 85 |
| 8.1.2 Monitoreo del proyecto | 85 |

CAPITULO IX

| | |
|---|----|
| 9.0 RIESGOS TECNICOS Y OPORTUNIDADES | 87 |
| 9.0.1 Reservas | 87 |
| 9.0.2 Programa de Lixiviación | 87 |
| 9.0.3 Consumo de Acido | 88 |
| 9.0.4 Perdida de Soluciones | 88 |
| 9.0.5 Adición de Aguas Subterráneas a la Solución | 89 |
| 9.0.6 Contaminación del Sistema Drenaje Actual de la Mina | 89 |
| 9.0.7 Interrupción en el suministro de acido | 90 |
| 9.1 OPORTUNIDAD TECNICA | 90 |

CAPITULO X

| | |
|------------------|----|
| 9.0 CONCLUSIONES | 91 |
|------------------|----|

CAPITULO XI

| | |
|----------------------|----|
| 11.0 RECOMENDACIONES | 93 |
|----------------------|----|

CAPITULO XII:

| | |
|-------------------|----|
| 12.0 BIBLIOGRAFIA | 94 |
|-------------------|----|

CAPITULO I

1.0 INTRODUCCION

Después de la adquisición de las operaciones de las minas estatales, Mopani realizo estudios de proyectos en las diferentes áreas de la mina, con la finalidad de incrementar la producción en corto, mediano y largo plazo. Proyectos de gran envergadura que citaremos en la reseña de la mina.

En esta oportunidad nosotros nos ocuparemos, de la Evaluación técnica y económica de uno de ellos, el proyecto de la recuperación de cobre residual en los niveles antiguos abandonados de la mina Mufulira.

Para la evaluación de este proyecto utilizaremos el clásico método de Valor Presente Neto o Valor Actual Neto, VAN, es uno de los métodos mas utilizados por que compara hoy los ingresos como los egresos futuros, lo cual facilita la decisión desde el punto de vista financiero, de ejecutar o no un proyecto. Será complementado con el análisis de la Tasa Interna de Retorno, que medirá la rentabilidad de la inversión. En nuestro caso el análisis del VAN será fundamental para la toma de decisión de la gerencia y posteriormente para los accionistas de Mopani.

Existe también efectos externos para el presente proyecto como son: Precio internacional del cobre y el costo de ácido. Ambos parámetros también serán sujeto de análisis para el proyecto es decir los riesgos.

Definitivamente estos parámetros no son controlables para Mopani, pero si podemos realizar controles con respecto al consumo de ácido. Sin embargo Mopani tiene un proyecto de una planta de ácido que ayudara mucho para controlar en alguna medida este factor. Sin embargo los parámetros técnicos y específicos para este proyecto están en continuo estudio como complemento del proyecto.

RESUMEN

La mina de Mufulira es una de las minas antiguas de cobre en esta parte del mundo, considerada muy especial por la pureza del metal de rojo. De la misma manera el área del proyecto reúne condiciones muy especiales para la aplicación de in-situ leaching como son: el buzamiento, la formación estructural de tres cuerpos mineralizados continuamente una a otra, la magnitud de oxidación y las condiciones físicas del área que dejaron en el pasado (pilares quebrados y mineral oxidado con el paso del tiempo).

La evaluación técnica y económica es una herramienta común para la toma de decisiones en la ejecución de un proyecto en los diferentes campos de aplicación, en este caso particular la aplicación será para el proyecto de recuperación de cobre residual, como consecuencia de una baja recuperación por los métodos convencionales de minado.

La evaluación estará enfocada al análisis de sensibilidad del precio de cobre, consumo de ácido en la solución para enviar a la mina y el precio de ácido. El análisis de estos tres factores básicamente es la llave para la ejecución del proyecto, se realizó los cálculos para los diferentes posibles condiciones tanto externos e internos y los resultados fueron positivos. El periodo de recuperación de la inversión será en tiempo muy corto, también el costo de operación en comparación con una operación convencional será bajo una relación de 1 a 3. (0.22 US\$/lb)

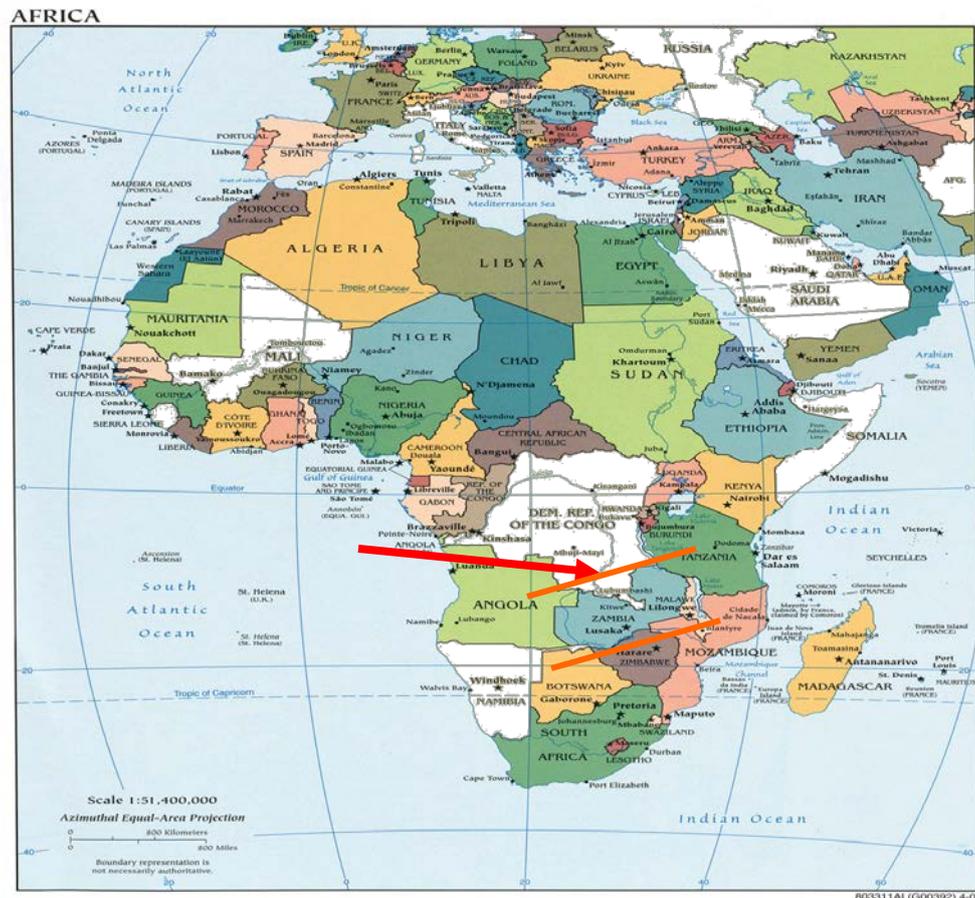
Haciendo la sumatoria de las condiciones estructurales de la mina más los resultados obtenidos en laboratorio y la evaluación técnica y económica del proyecto fueron suficientes para la aceptación por parte de la gerencia de la mina y en consecuencia de la presidencia de Glencore en Suiza.

1.1 GENERALIDADES DEL PROYECTO

1.1.1 Ubicación y acceso

El grupo Suizo Internacional Glencore AG, actualmente viene trabajando como Mopani Copper Mines Plc en Zambia, en las unidades mineras de Mufulira y Nkana. Estas minas están ubicadas en el yacimiento principal del Cinturón de cobre en África, localizado entre el límite de Zambia y República Democrática de Congo. Las oficinas de la corporación están establecidas cerca de las minas de Nkana (North Shaft, Mindola North, Central Shaft y SOB) en Kitwe, es la segunda ciudad mas desarrollada económicamente después de Lusaka capital de Zambia.

La mina Mufulira esta ubicada a 50Km de Nkana, es una de las minas más antiguas y esta en operación desde 1933, en los años setenta del siglo pasado fue considerada una de las minas subterráneas más grandes del mundo.



Mapa 1.1. Ubicación de Zambia en el mundo.



Base 802736 (B00492) 2-01

Mapa 1.2. Plano de Ubicación de la mina Mufulira en Zambia

1.1.2 EL proyecto de recuperación de cobre residual por In situ Leaching en Mufulira

Contrariamente al decline del precio de cobre, que ha sufrido en el siglo pasado y continuando en el presente. El proyecto de in-situ leaching es una oportunidad, que puede contribuir positivamente en el camino estratégico de Mopani Copper Mines Plc. y así convertirse en una entidad provechosa.

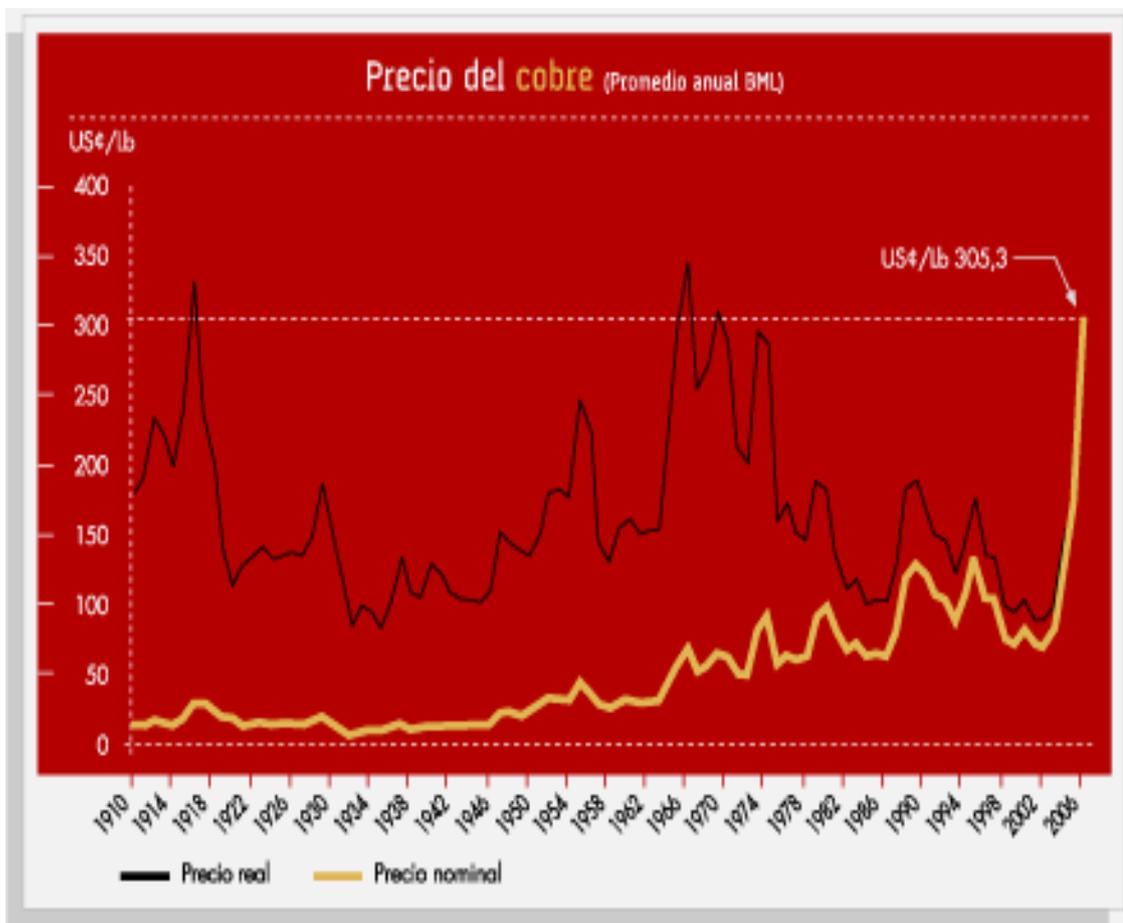


Gráfico 1.1 Precio del Cobre 1910-2002

Como se puede apreciar el precio del cobre constantemente ha disminuido en el siglo pasado sobre el promedio de \$ 5000 por tonelada. Es poco probable que esta tendencia pueda ser revertida. En consecuencia en estas circunstancias MCM Plc se ve obligado a reducir sus costos y paralelamente

controlando sus leyes de minado, y mejorando las eficiencias en las operaciones de la mina al igual que otras compañías.

Sin embargo, existen recursos en las operaciones de la mina de Mufulira que pueden ser recuperados a un costo de 30% por debajo del precio de cobre actual de 65 c/lb. (10/2002).

Hoy por hoy existe tecnología para recuperar el óxido de cobre por lixiviación, en ambas condiciones In-situ y materiales apilados en superficie. El cobre también puede lixiviarse como sulfuro con la ayuda de una bacteria que ocurre naturalmente o por la adición de sulfato de hierro a las soluciones.

Con el desarrollo de este proyecto a bajo costo se obtendrá mayores ingresos, asimismo establecer una capacidad productiva. Adicionalmente, existen recursos cerca a superficie dentro de la concesión minera tanto en Mufulira como en Nkana

1.1.3 Planta Metalúrgica de Mufulira

Mufulira cuenta con capacidad adicional en las instalaciones metalúrgicas para producir cátodos de cobre. La concentradora opera convencionalmente con una capacidad de 10,000 T.P.D. El chancado primario ocurre en la mina, el secundario y terciario se realiza en la concentradora. Proceso convencional, molinos de bolas, flotación, como resultado se obtiene un concentrado de cobre de 46% Cu, con una recuperación de 94.5%.

Los concentrados de Mufulira y de otras minas de Copperbelt son mezclados. La mezcla resultante se pasa a través de un secado rotatorio para luego su fundición en el horno eléctrico, cuya capacidad es de 400,000 Tpac de concentrado. El azufre y el hierro son eliminados de la fundición vía convertidores con aire comprimido. El cobre blister que resulta pasa por el horno de ánodos cuya capacidad es 225 000 TPA.

Los ánodos de Mufulira mas los otros de las otras minas son tratadas en la refinería electrolítica para producir cátodos de alta calidad de cobre, producto final para su venta (MCM Plc LME brand). La refinería tiene una capacidad de producción de LME 275 000 TPA de cátodos de cobre. Finalmente los

cátodos de cobre son exportados para su recuperación de metales preciosos de (Au, Ag, Se y otros metales).

1.1.4 Planta de ácido

En las actuales circunstancias el costo de ácido sulfúrico, viene a ser la llave principal para el desarrollo de este proyecto. Mopani Copper Mines Plc cumple con las normas de la regulación del medio ambiente en Zambia, tiene operaciones instaladas para capturar emisiones de azufre en la fundición, pero no es suficiente, entonces serian los principales factores que exigen a la corporación para la construcción de una planta de ácido.

1.1.5 Definición de líneas de base del proyecto

Hay dos factores fundamentales que definen las líneas de base del proyecto son:

- 1) La disponibilidad de exceso en la capacidad de la refinería, aproximadamente con 50,000 TPA de cobre fino.
- 2) La disponibilidad de recursos para el proyecto en la mina es superior a 1'000,000 toneladas de cobre.

Estos dos factores nos muestran la confianza, que técnicamente es posible llevar a cabo el proyecto con éxito. Sin embargo, hay la necesidad de cubrir el exceso de la capacidad actual de la refinería, en el menor tiempo posible. Pero además es necesario establecer parámetros técnicos que soporten el proyecto.

- a) Consumo de ácido.
- b) Eficiencia de percolación.
- c) Eficiencia de recuperación de cobre.

Es necesario hacer un trabajo piloto a una escala considerable en la mina para establecer las respuestas a estas interrogantes. Pero también es necesario confirmar el probable costo operativo. El tamaño de recursos en la mina es opuesto a la capacidad de la refinería. Estratégicamente se llevara a cabo etapas en la operación, hasta alcanzar una producirán 50,000 TPA de cobre fino en conjunto. Por ejemplo en la primera etapa los recursos se ubican por encima del nivel 500 mL y al este de los piques N° 5 y N° 9.

1.1.6 Estudio protocolar

Los estudios del proyecto han sido realizados a un nivel conceptual de ingeniería. Las dimensiones del estudio de ingeniería son indicadas en el siguiente cuadro describiendo el diseño de infraestructura y servicios.

| Área/Disciplina | Condición |
|--|------------|
| Ubicación | |
| Ubicación Descripción general & facilidades | Asumido |
| Dimensiones del área | Asumido |
| Levantamiento topográfico & planos | Preliminar |
| Suelos & testigos de fundación | Preliminar |
| Visita del área | Posible |
| Instalación de tuberías & instrumentación | |
| Instalación de tubería e instrumentación | Posible |
| Estructuras y construcciones | |
| Tipos de construcciones & tamaños | Preliminar |
| Eléctrica | |
| Lista de equipos eléctricos | Preliminar |
| Servicios auxiliares | |

| | |
|-----------------------|------------|
| Agua, energía | Aproximado |
| Recurso humano | |
| Ingeniería | Existe |
| Construcción | Existe |
| Supervisión | Existe |
| | |

Cuadro 1.2 Infraestructura y servicios

1.2 ANTECEDENTES

1.2.1 Proyectos similares

La recuperación de cobre residual con valor de las minas abandonadas usando ácidos en solución con baja concentración, es bien sabido que se viene practicando desde muchos años atrás.

La lixiviación en minas subterráneas de tajeos antiguos de Cananea (México) se inicio en 1926, La mina Miami (USA) empezó el proceso en 1942. Esta operación de in-situ leaching ha producido unos 500 millones de libras de cobre.

En la mina Mammoth (Australia), mineral de chalcocita es roto para lixiviar en la mina. El ácido en solución es aplicado al mineral roto en toda su superficie y a si facilitar la percolación, para luego colectar en las labores inferiores de la mina.

La extracción de cobre por hidrometalurgia como aplicación en in-situ leaching, ofrece ciertas ventajas con respecto a otros métodos. Es considerado una opción viable para los depósitos de óxidos y sulfuros. Una ventaja reconocida de in-situ leaching con respecto al método convencional de minado y planta concentradora es el bajo costo de capital de inversión y el costo operativo. El consumo de energía es menos, la mano de obra en menor escala, menor impacto ambiental y la posibilidad de recuperar casi la totalidad de la reserva que no puede ser extraído por métodos convencionales de minado.

La opción de in-situ leaching para la recuperación el cobre residual en los tajeos y pilares, seria una parte integral del plan de minado. Representa un incremento en la producción a bajo costo de capital de inversión.

La mina de Mufulira tiene condiciones muy especiales, para la aplicación de in-situ leaching, para recuperar el cobre residual. El área designada para el proyecto por información histórica representa la zona de alta ley de cobre. Es poco probable aplicar un método de minado para recuperar el cobre residual en minas abandonadas. Este proyecto es una estratégica en las actuales circunstancias, es muy probable que los resultados sean positivos para Mopani.



Foto 1. Una chimenea en una de las labores abandonadas en la mina Mufulira año 2003



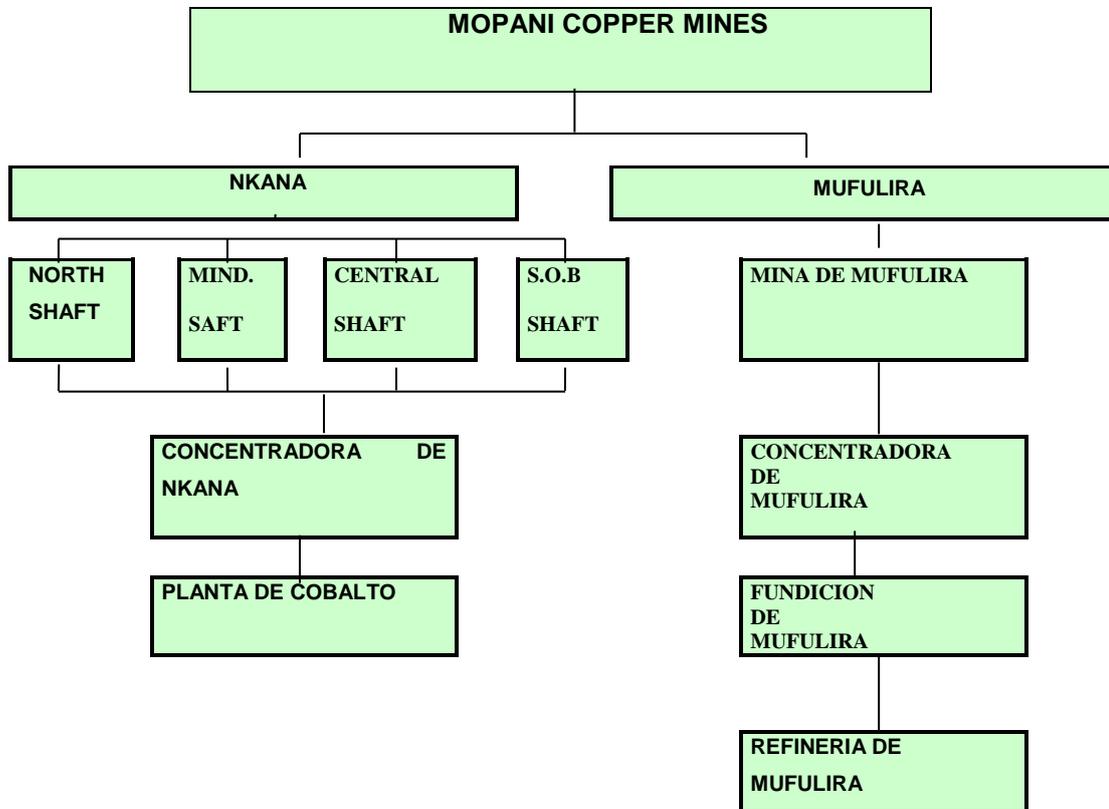
Foto 2. Una galería abandonada en la mina Mufulira. Año 2003

1.2.2 Mopani Copper Mine PLC en la actualidad y futuro

Mopani Copper Mines Plc (Mopani) se estableció en Zambia desde abril del año 2000. Como entidad de negocio minero para la operación de las minas de Nkana, la planta de concentradora y la planta de cobalto en Kitwe; y la mina de Mufulira, concentradora, la fundición y refinería de cobre. Mopani esta conformado por los grupos: Glencore Internacional AG dueño de 73.1%, First Quantum con 16.9% y la diferencia corresponde la estatal ZCCM Investments (10%).

El cobre producido por Mopani es considerado uno de los más puros en el mundo. Del mismo modo, es una de las empresas que mas ha invertido en Zambia. Mopani esta confiado en la producción y la reducción de costo operativo, como política de su gerencia que vienen practicando desde los inicios de su operación en Zambia.

Diagrama de las Operaciones Mopani Copper Mines Plc



Bajo este esquema, Mopani actualmente mantiene una producción de 6'648,000 t de mineral al año, con una fuerza laboral cerca a 16,000 trabajadores, 8,000 directos y la diferencia terceros.

Los argumentos numéricos de la producción y costo operativo, nos indican los cambios que vienen ocurriendo, desde que Mopani asumió la dirección de las operaciones. Los primeros años Mopani mantuvo una producción sostenida en producción y la reducción de costos como podemos observar en los diferentes cuadros y gráficos. Sin embargo, Mopani tiene ambiciones de mayor crecimiento con la inclusión de nuevos proyectos en los próximos años.

La refinera de Mufulira es una de las más grandes de África con una capacidad de producción de 250,000 t de cobre fino por año. Sin embargo existe en curso un programa de reconstruir y modernizar el complejo metalúrgico de Mufulira. Esta decisión surge como consecuencia de los

diversos proyectos que simultáneamente fueron presentados por el departamento técnico de proyectos. Los siguientes son los proyectos de mayor envergadura.

- **RECUPERACION DE COBRE RESIDUAL EN LOS NIVELES SUPERIOIRES POR IN-SITU LEACHING MUFULIRA**
- **PROFUNDIZACION DE LA MINA MUFULIRA**
- **PROFUNDIZACION DE LA MINA MINDOLA**
- **PROYECTO DE SYNCLINORIUM**
- **MODERNIZAR SOB SHAFT**
- **RECUPERACION DE LA CAPA DE OXIDO NKANA**
- **PROYECTO DE LA PLANTA DE OXIGENO**
- **PROYECTO DE LA PLANTA DE ÁCIDO**
- **MODERNIZAR LA FUNDICION**
- **PORTAL AL ESTE DE LA MINA MUFULIRA**

PRODUCCION DE MINERAL

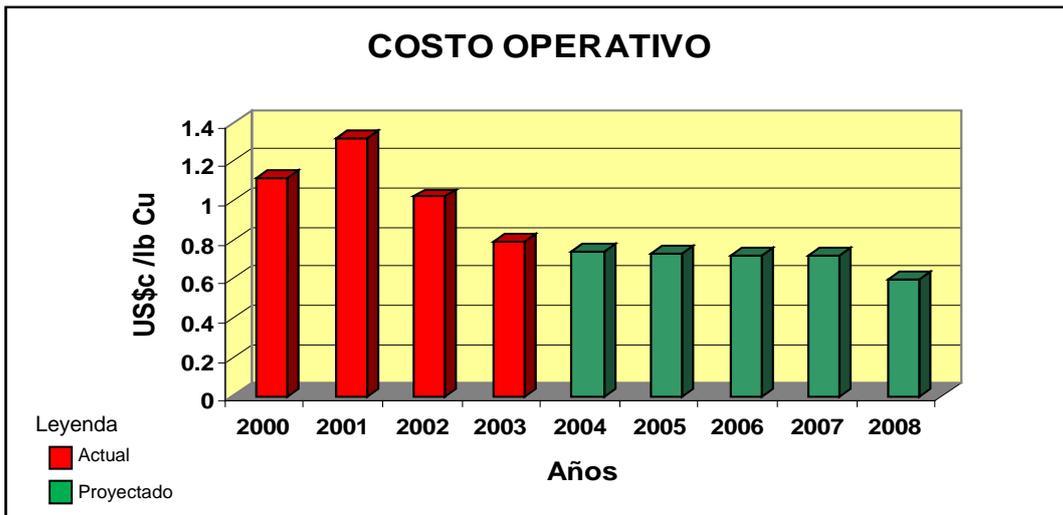
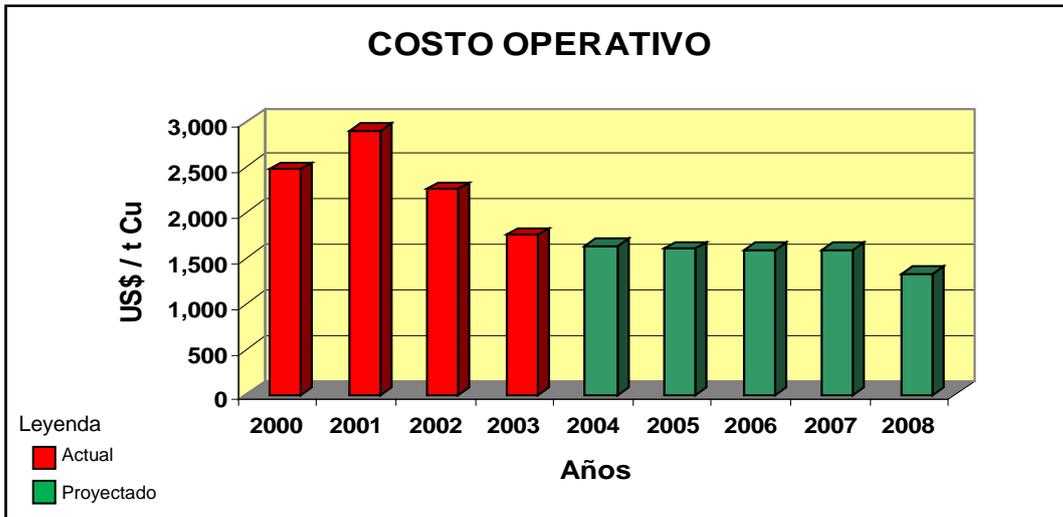
| 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 |
|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 4,210 | 5,062 | 5,743 | 6,648 | 7,561 | 8,038 | 7,969 | 8,175 | 8,099 |



PRODUCCION DE COBRE

| 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 |
|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| 69 | 83 | 103 | 134 | 157 | 168 | 186 | 188 | 243 |

| 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 |
|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 2,467 | 2,899 | 2,254 | 1,753 | 1,636 | 1,600 | 1,594 | 1,580 | 1,332 |
| 1.12 | 1.32 | 1.02 | 0.79 | 0.74 | 0.73 | 0.72 | 0.72 | 0.6 |



CAPITULO II

2.0 ESTIMACION DE RECURSOS

2.0.1 Geología y mineralización del yacimiento “cinturón de cobre”.

Parte del yacimiento regional denominado “*CINTURON DE COBRE*” esta ubicado entre el limite de Zambia y Republica Democrática de Congo. Es considerada uno de los grandes yacimientos de cobre en el mundo, coincidente con el arco lufilian, uno de los mayores pliegues que contribuyo para el desarrollo del cinturón entre 600 y 500 millones de años. Dentro del Copperbelt, el proterozoico tardío de basamento de sedimentos de catangan y el basamento medio proterozoico forman el complejo dominante de la estratigrafía tectónica

El deposito principal de mineral ocurrió dentro del grupo Roan en la parte baja de la formación catangan, el cual comprende un grupo formado por base silíceo clástico (detrítico), cubierto por una mezcla de siliciclastic y complementado por el grupo de carbonatos. Entre el limite de estos grupos esta el principal lugar de mineralización, con ocurrencia de mineral en las dos cajas. Este lugar principal de mineralización, representa una zona de alto esfuerzo o tensión marcado por la fricción entre planos paralelos. La mayoría de los depósitos de mineral en Zambia ocurre en una formación tipo ramal hacia el norte-oeste caracterizado por sinclinales o anticlinales.

La mineralización primaria esta acompañado por el carbonato y alteración de biotita, que dan lugar a la calcopirita y disseminaciones de bornita. Adicionalmente cuarzo o dolomita y venillas de sulfuro de cobre. Carolita y cobalto ferroso son los principales minerales para el cobalto.

2.0.2 Geología y mineralización de la mina Mufulira.

El yacimiento de Mufulira es ligeramente diferente de los tantos depósitos del cinturón de cobre, consiste en tres cuerpos superpuestos estratigraficamente.

Los cuerpos están estrechamente asociados en horizontes de mineral notablemente uniformes.

Estos cuerpos son llamados A, B, y C. El cuerpo C es la más extensa, con una longitud cerca de 5.5 Km en extensión y cerca a 2 Km. de profundidad. El cuerpo C está situado cerca al basamento complejo es decir hacia la caja piso.

El cuerpo A con un promedio de 8m en potencia, muy similar al cuerpo B con 7m en promedio, mientras que el cuerpo C 11m en promedio. En algunas áreas los cuerpos B y C han sido minados inclusive juntos con bajas leyes en las zonas favorablemente consideradas para su explotación. Históricamente el cuerpo A fue considerado de alta ley y minado hasta el nivel 880 mL donde la mineralización terminó. En general la distribución de mineral en todos los cuerpos es controlado estratigráficamente.

Los minerales de sulfuro principalmente se presentan entre vetas sedimentarias, como en diseminación y masas irregulares como son: bornita y calcopirita, pero en mayor cantidad la chalcocita y pirita. La mineralización está concentrada en los planos de estratificación, los minerales de óxido de cobre están principalmente cerca a superficie, minerales de cobalto solo ocurre en trazas.

La mineralización en la capa de óxido comprende los minerales de malaquita y azurita, principalmente se desarrolló este cuerpo mineralizado aproximadamente a 60m de profundidad, la capa de óxido y algunos sulfuros constituyen un potencial grande para su extracción por in-situ leaching.

A continuación podemos nombrar minerales comunes de cobre encontrados en yacimientos económicos.

| Nombre de mineral | Formula química | Contenido de Cu (%) |
|-------------------|-------------------|---------------------|
| Cobre nativo | Cu | 100.0 |
| Chalcocita | Cu ₂ S | 79.9 |

| | | |
|-------------|--|------|
| Cuprita | Cu_2O | 88.8 |
| Novelita | CuS | 66.4 |
| Bornita | Cu_5FeS_4 | 63.3 |
| Malaquita | $\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$ | 57.5 |
| Azurita | $2\text{CuCO}_3\text{Cu}(\text{OH})_2$ | 55.3 |
| Antlerita | $\text{Cu}_3\text{SO}_4(\text{OH})_4$ | 53.7 |
| Enargita | Cu_3AsS_4 | 49.0 |
| Crisocola | $\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ | 36.2 |
| Calcopirita | CuFeS_2 | 34.6 |

Tabla 2.1 Características de los minerales comunes de cobre



Foto 2.1 Cristales de Óxidos

2.1 RECOPIACION DE DATOS GEOLOGICOS

Muchas de las informaciones de recursos de la mina fueron utilizadas para establecer los datos geológicos dentro de los límites del área de la fase I.

- Los registros antiguos de control de leyes.
- Los registros antiguos de reservas.

- Los reportes antiguos del sistema de minado.
- La viabilidad en el estudio de las capas de oxido cerca a superficie tanto al este y al oeste.

En las áreas antiguas que fueron minados, por encima del nivel 270 están disponibles, las áreas de open stop y sandfilled, los cuales se reflejan en los registros de leyes y reservas (1975) que se encuentran en buenas condiciones.

Mufulira inicia sus operaciones de producción desde 1933 hasta finales del año 2001 ha producido 267.5 millones de toneladas de mineral con un promedio de 2.54% Cu este representa 6.8 millones de toneladas de cobre fino. Ver Tabla 2.2/Grafico 2.1

| Años | tn | % Cu | Cont.Cu (tn) |
|------------------|--------------------|-------------|---------------------|
| 1930-1939 | 7'258,276 | 4.74 | 343,734 |
| 1940-1949 | 21'838,081 | 3.70 | 806,937 |
| 1950-1959 | 34'613,143 | 3.02 | 1'046,424 |
| 1960-1969 | 64'393,891 | 2.55 | 1'644,941 |
| 1970-1979 | 59'223,106 | 2.23 | 1'318,316 |
| 1980-1989 | 47'548,834 | 2.05 | 972,968 |
| 1990-2001 | 32'641,966 | 2.05 | 668.086 |
| Total | 267'517,297 | 2.54 | 6'801,406 |

Tabla 2.2 Recopilación de la producción histórico de Mufulira

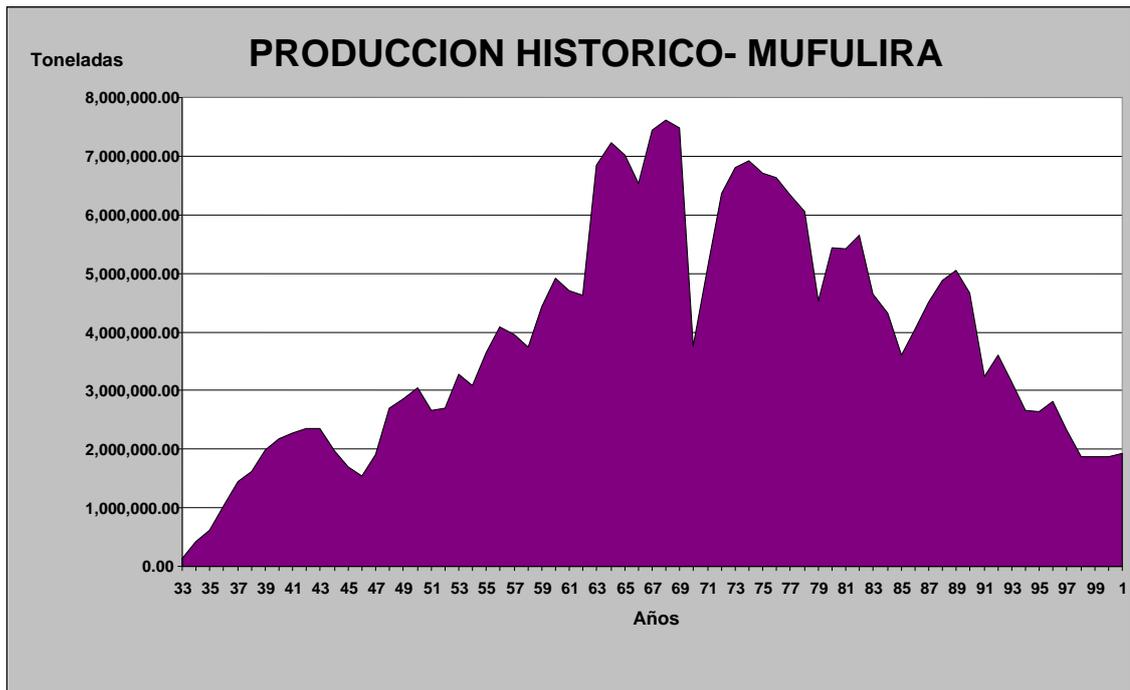


Gráfico 2.1 Producción histórica de Mufulira desde 1933 hasta 2001

2.2 MODELOS DE RECURSOS PARA IN-SITU LEACHING

Las secciones que se usaron para crear los modelos y estimar los recursos, dado la naturaleza tabular de los tres cuerpos, gráfico 2.2.

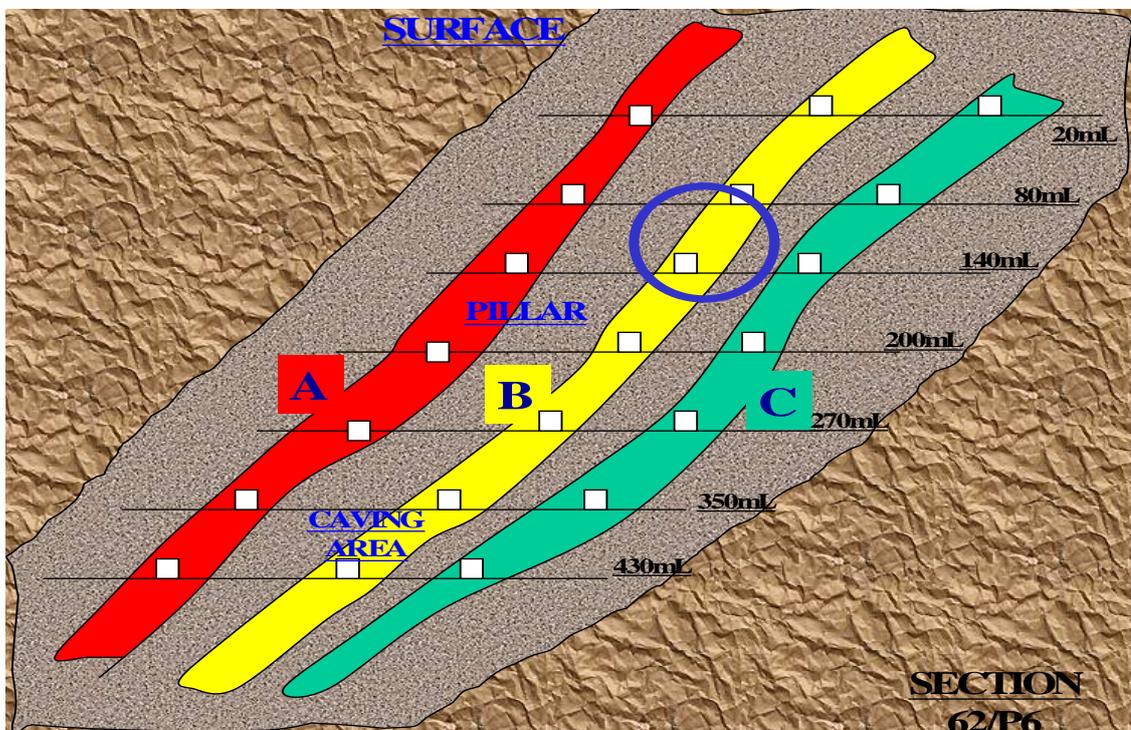


Gráfico 2.2 Típica sección transversal de los cuerpos – fase I.

2.3 ESTIMACION DE RECURSOS EN LA MINA(FASE I)

Es de suma importancia entender que el tonelaje citado en esta sección solo será usado únicamente para calcular el contenido de cobre. De hecho que estas toneladas calculadas no es posible considerarlo para un minado convencional en el futuro. El mineral de los pilares y remanentes esta ahora mezclado con material diluido, es decir el material que quedo en los tajeos antiguos. Se estima aproximadamente 19 millones de toneladas de mineral que estaría dentro del área designado para la lixiviación. La fase I, abarcando unos 546,000 Tn Cu fino.

| Clase | Contenido de Cu |
|----------|-----------------|
| MEDIDO | 468,000 |
| ESTIMADO | 78,000 |
| TOTAL | 546,000 |

Tabla 2.3 Recursos estimados fase I.

Los recursos distribuidos en los diferentes niveles del área de lixiviación.

- 1) Capa de oxido (20 mL a 80 mL)
- 2) Open stopes/sandfilld stopes (80 mL a 270mL)
- 3) Area de block caving (270 mL a 350mL)
- 4) Block caving and sub level caving (350 mL a 500mL)

Definitivamente estos recursos no pueden ser extraídos por métodos convencionales, razones son las siguientes:

- Están ubicadas en áreas antiguas, donde solamente se puede acceder por galerías convencionales de pequeñas dimensiones:
- Quizás la ley actual este por debajo de la ley In-situ estimada.

2.3.1 Capa de oxido área no minado.

| | |
|---------------------------|---|
| Recurso estimado | 5 900 000 Tn 2.7% Cu y 1.4% AsCu |
| Contenido de cobre | 160 000 Tn Cu |

Comprende el área no minado es decir la capa de oxido ubicado entre el nivel 20 mL y 80 mL con respecto de la superficie, esta por encima de los tajeos open stoping. La capa esta conformada principalmente por mineral de oxido y en menor grado la presencia de sulfuros, el mineral de sulfuro predominante es Chalcocita con leyes de mineral hasta de 15% Cu.

2.3.2 Tajeos antiguos de Open Stope.

| | |
|---------------------------|---|
| Recurso estimado | 7'000,000 Tn 4.7% Cu y 0.5% AsCu |
| Contenido de cobre | 343 000 Tn Cu |

El tonelaje calculado comprende los pilares dejados entre los cuerpos B y C y A y B debajo de 140 mL, también incluye el mineral dejado en los tajeos, estos datos fueron recolectados de los registros de 1975. Las primeras operaciones de minado de Mufulira fueron hechos en estas áreas propuestas para la lixiviación. Esta área está ubicada en la zona más rica y con leyes altísimas de cobre (Óxidos y Sulfuros).

2.3.3 Tajeos antiguos rellenados con relave.

| | |
|---------------------------|---|
| Recurso estimado | 5'000,000 Tn 0.8% Cu y 0.6% AsCu |
| Contenido de cobre | 37 000 Tn Cu |

Cuando fue minado esta zona con el método de minado open stope, se calcula que fue extraído un aproximado de 10 millones e toneladas como indican los registros de reserva. Entonces podemos estimar, que el relave utilizado como relleno ocupó de 50 % a 60% de este tonelaje con una densidad de 1.9 Tn/m³. Las leyes asumidas son relacionadas con la eficiencia de recuperación de los años cuarenta y cincuenta.

2.3.4 Área Block Caving.

| | |
|---------------------------|---|
| Recurso estimado | 1'000,000 Tn 4.3% Cu y 0.1% AsCu |
| Contenido de cobre | 43 000 Tn Cu |

La cantidad de toneladas y las leyes estimadas representa el mineral que no fue posible ser recuperado, esta información esta registrado también en los documentos de 1975. El mineral de alta ley que fue extraído originalmente, formaba parte de la reserva de 18 millones y además el mineral comprendido entre los cuerpos A y B no fue incluido en dicho estimado.

2.3.5 Area Block Caving & Sublevel Caving.

| | |
|---------------------------|---|
| Recurso estimado | 5'000,000 Tn 3.3% Cu y 0.1% AsCu |
| Contenido de cobre | 165 000 Tn Cu |

En esta área existió una reserva total de 53 millones, el cual estuvo conformado por el cuerpo A fue minado convencionalmente Open Stopping y los cuerpos B y C fueron minados por el método Block Caving, se estimo que el 10% esta disponible para el leaching.

2.4 RECURSOS EN EL FUTURO

Los Cuerpos A y B no representan en cantidad económicamente en las áreas del Oeste de los piques N° 5 y N° 7. Los documentos pertinentes registran lo siguiente:

| | |
|---------------------------|---|
| Recurso estimado | 2 370 000 Tn 4.0% Cu y 0.4% AsCu |
| Contenido de cobre | 94 000 Tn Cu |

Es muy curioso al oeste del Mufulira alrededor de los piques existen recursos de gran potencial para la lixiviación. Perforaciones antiguas demuestran de la existencia de óxidos y sulfuros aproximadamente 250 m debajo de superficie.

| | |
|---------------------------|---|
| Recurso estimado | 7'000,000 Tn 1.6% Cu y 1.2% AsCu |
| Contenido de cobre | 94 000 Tn Cu |

Podemos estimar el total general de contenido de cobre que puede ser recuperado por el método de in-situ leaching, esta en el orden de 1.3 millones de toneladas de cobre que fueron indicados anteriormente.

2.5 TRABAJOS PROGRAMADOS

Los trabajos geológicos y estimación de recursos, continuaran para el estudio de ingeniería, para definir y mejorar las estimaciones hechas hasta el momento.

CAPITULO III

3.0 EVALUACION DEL PROYECTO

Después de la visita técnica al área del proyecto, quedamos maravillados por las bondades de la naturaleza, la cantidad y calidad de recursos existentes en la zona. La magnitud de oxidación de cobre que estaba ocurriendo en esta parte de Mufulira era algo nunca antes visto por alguno de nosotros. La ocurrencia de lixiviación natural era predominante en las galerías hasta de 50 cm de altura de acumulación de mineral oxidado y torrentes de solución en otras áreas. La elección de la zona es bastante convincente para este proyecto y ahora solo quedaba plasmar argumentos técnicos y económicos necesarios para la presentación del proyecto ante la gerencia de Mopani.

- Evaluación económica
- Análisis de sensibilidad
- Técnico, Otros

3.1 EVALAUCION ECONOMICA

Para la evaluación económica del proyecto, utilizaremos el método del Valor Presente Neto, VAN, y la Tasa Interna de Retorno, TIR. Para la toma de decisión si el proyecto es viable o no. Para calcular estos valores necesitamos saber los siguientes datos:

- Inversión total
- Costo Operacional
- Periodos
- Tasa del inversionista
- Precio de cobre en el mercado internacional
- Índice de consumo de ácido por una tonelada de mineral.
- Precio de ácido en le mercado Internacional.

3.1.1 Capital de Inversion

Para el proyecto fase I se requiere una inversión total de US\$ 7'640,000 distribuidos en la mina y la planta.

Comparación del capital del proyecto con otras operaciones de mayor magnitud en el mundo.

REFERENCIA INTERNACIONAL DEL CAPITAL UTILIZADO EN PROYECTOS EN EL MUNDO

| MINA | PRODUCCION t Cu/Año | CAPITAL | |
|-----------------|------------------------|--------------|------------|
| | | 000'US\$ | US\$/t |
| BATU HIJAU | 335,000 | 1,900,000 | 5,672 |
| ZALDIVAR | 130,000 | 700,000 | 5,385 |
| COLLAHUASI | 380,000 | 2,440,000 | 6,421 |
| EL ABRA | 225,000 | 1,710,000 | 7,600 |
| MUFULIRA | 10,000 | 7,640 | 764 |

Tabla 3.1 Capital Invertido

3.1.2 Cronograma

El cronograma general para la implementación del Proyecto, incluye los trabajos tanto en la mina como en la planta. Durante el año 2004.

CRONOGRAMA GENERAL

| ACTIVIDAD | 2004 | | 2005 | | 2006 | | 2007 | |
|---------------------------|---|---|------|------|------|------|------|------|
| | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 |
| CONSTRUCCION DE LA PLANTA |  | | | | | | | |
| COMISION DE LA PLANTA | |  | | | | | | |
| DESARROLLO EN LA MINA |  | | | | | | | |
| PREPARACION DE LA MINA |  | | | | | | | |
| PRODUCCION(tCu) | | | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 |

Tabla 3.2 Cronograma

3.1.3 Distribución de Costos

La distribución de costos es fundamental para calcular la inversión total en el proyecto. Para el cálculo de costos se utilizaron los precios unitarios, precios

actuales e índices de una operación convencional de la mina. Del mismo modo en la planta.

| DISTRIBUCION DE COSTOS | | | | | | |
|-------------------------------|---|------------------------------------|------------------------------------|------------------------------------|------------------------------------|--------------|
| 000US\$ | ACTIVIDAD | 1^{ER}TRIM 2004 | 2^{DO}TRIM 2004 | 3^{ER}TRIM 2004 | 4^{TO}TRIM 2004 | TOTAL |
| MINA | PERMEABILIDAD/HIDROLOGIA | | 120 | | | 120 |
| | SURFACE PONDS | | 132 | 88 | | 220 |
| | INFRAESTRUCTURA DE LA MINA & DESARROLLO | 352 | 224 | 154 | 103 | 833 |
| | SISTEMA DE IRRIGACION INTERIOR MINA | 36 | 135 | 215 | 64 | 450 |
| | SISTEMA DE COLECCIÓN EN LA MINA | 45 | 234 | 419 | 189 | 887 |
| | SUB-TOTAL EN LA MINA | 433 | 845 | 876 | 356 | 2510 |
| PLANTA | MOVIMIENTO DE TIERRA Y TRABAJOS CIVILES | 310 | | | | 310 |
| | LA PLANTA SX | 600 | 1000 | 700 | | 2300 |
| | BOMBAS + LINEA DE TUBERIA | | 60 | 60 | | 120 |
| | CASA DE TANQUES EW | 300 | 800 | 900 | | 2000 |
| | SUBESTACION ELECTRICA | | | 250 | | 250 |
| | REPORTE MEDIO AMBIENTE | 75 | | | | 75 |
| | CONSULTORES DE INGENIERIA | 25 | 25 | 25 | | 75 |
| | SUB-TOTAL EN LA PLANTA | 1310 | 1885 | 1935 | 0 | 5130 |
| TOTAL CAPITAL | 1743 | 2730 | 2811 | 356 | 7640 | |

Tabla 3.3 Distribución de Costos

3.1.4 Costo Operacional

El costo de operación del proyecto esta vinculado en mayor grado al efecto del consumo de ácido. Para el proyecto nosotros hemos recogido parámetros de otras operaciones y los resultados obtenidos a nivel de laboratorio. El consumo de 3.5 toneladas de ácido para obtener 1.0 tonelada de cobre, es el nivel base o nicho para el proyecto. Sin embargo, cabe la posibilidad de reducir el consumo durante la ejecución del proyecto. Existe un plan sistemático de monitoreo durante la operación de la mina y la planta.

| COSTO OPERACIONAL | | | | |
|---------------------------|-------------------|------------------|-----------------|-------------|
| ACTIVIDAD | US\$/lb Cu | US\$/t Cu | US\$/mes | % |
| CONSUMO DE ÁCIDO (3.5x1) | 0.24 | 532 | 443,333 | 59% |
| GASTO PERSONAL | 0.025 | 54.02 | 45000 | 6% |
| ENERGIA | 0.011 | 24.01 | 20000 | 3% |
| MANTENIMIENTO | 0.016 | 36.01 | 30000 | 4% |
| OPERACIÓN DE LA PLANTA SX | 0.07 | 154 | 128282 | 17% |
| ELECTROWINNING | 0.04 | 89 | 74137 | 10% |
| OTROS | 0.005 | 12 | 10000 | 1% |
| | 0.41 | 901.04 | 750,752 | 100% |

| | |
|-------------------------------|------------|
| PRECIO DE ÁCIDO US\$/t | 152 |
|-------------------------------|------------|

| | |
|----------------------------------|-------------|
| PRECIO DE ÁCIDO US\$ 45/t | 0.24 |
|----------------------------------|-------------|

Tabla 3.4 Costo Operacional

3.1.5 Periodos

Para el periodo de tiempo consideraremos como año cero el 2004.

| Periodo | Año 0 | Año 1 | Año 2 | Año 3 |
|----------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| Año | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 |
| | | | | |

3.1.6 Precio de Cobre

El comportamiento del precio de cobre en los tres últimos años, ha estado en alza como influencia de hechos en la economía global. Para nuestra evaluación del proyecto utilizaremos como precio promedio 1874 US\$/t Cu definitivamente analizaremos para precios menores y mayores a este. Obviamente el precio del metal (cobre) es un riesgo para cualquier proyecto minero de cobre.

Grafico 3.1 Variación del precio de cobre 4to trimestre 2002

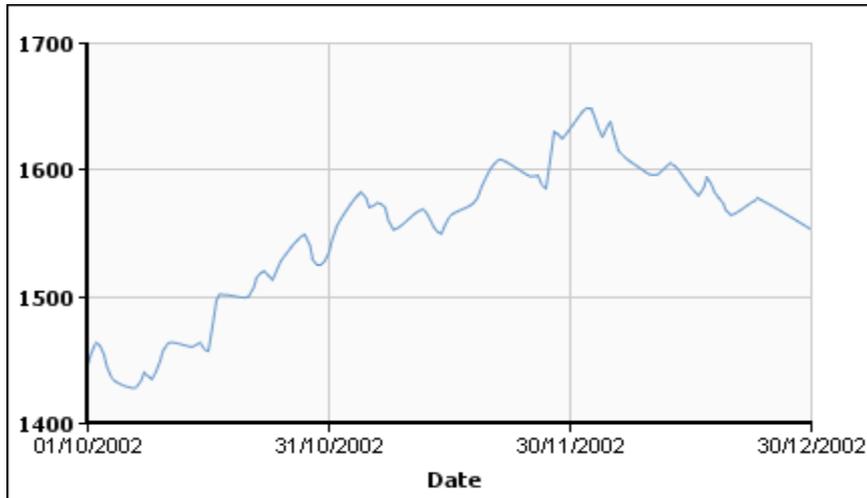


Grafico 3.2 Variación del precio de cobre 2002

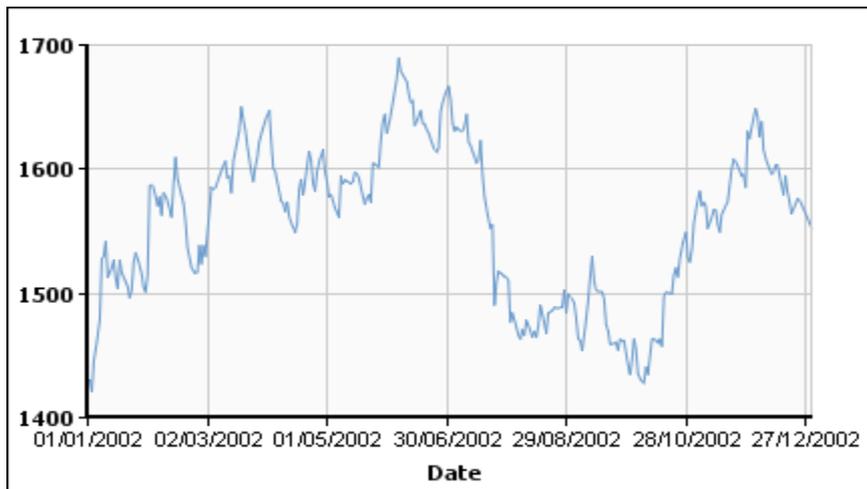
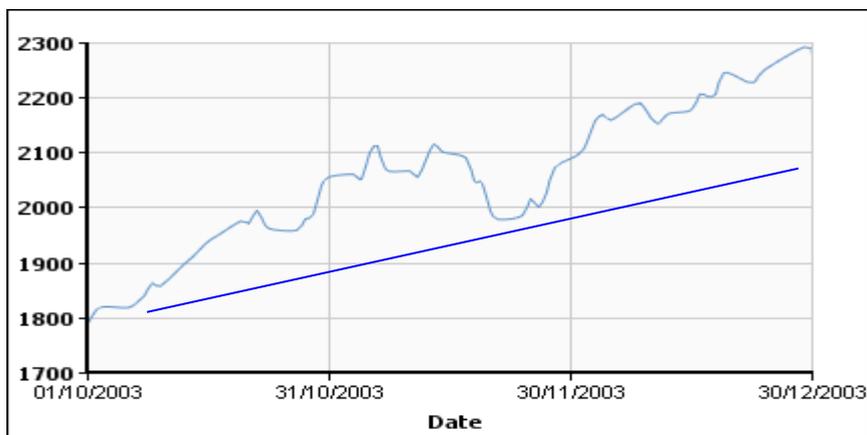


Grafico 3.3 Variación del precio de cobre 4to trimestre 2003



3.1.7 Análisis del Valor Presente Neto

3.1.7.1 Valor Presente Neto

Una inversión (I_0) en un proyecto, se transformará en activos, cuya explotación u operación dará origen a ingresos y egresos de caja. La diferencia de estos ingresos y egresos darán origen a los flujos de caja operativos (FCO).

Para tomar la decisión de la inversión debemos comparar los FCO contra la inversión realizada. Esta comparación debe hacerse a valor presente es decir, debemos hallar primero el valor presente de los FCO y comparar este resultado con la inversión inicial. En el gráfico 3.7 se muestra el diagrama de flujos de caja del proyecto. Luego en la grafico 3.8 observamos los FCO son traídos a valor presente y luego pueden compararse con la inversión inicial.

Flujos de caja esperados del Proyecto

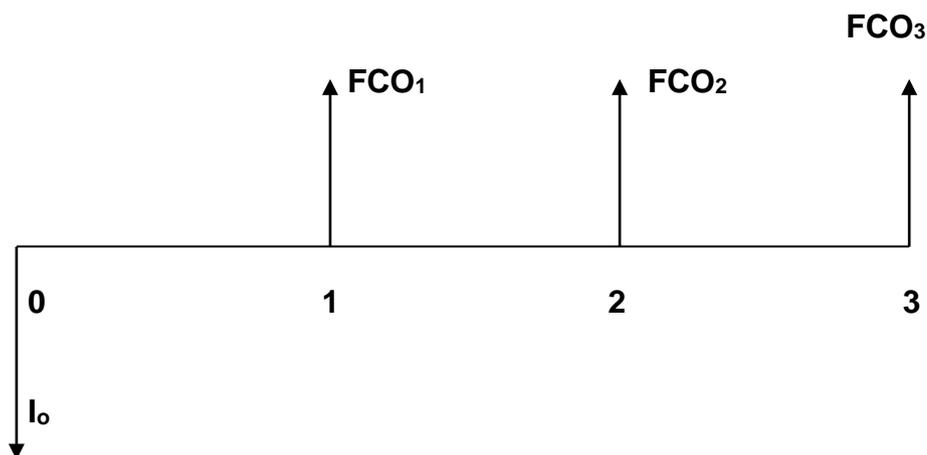
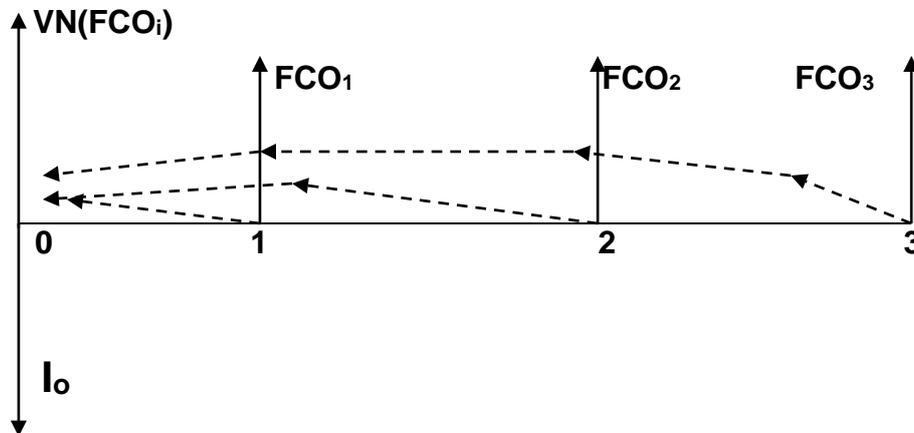


Grafico 3.7 Flujos de caja esperados del Proyecto

Grafico 3.8 FCO son traídos al presente

La comparación la realizamos a través de la diferencia, obteniendo el VAN.

$$\text{VAN} = \text{VN}(\text{FCO}_i) - I_0 \dots\dots\dots \text{Ecuación general}$$

$$\text{VAN} = \frac{\text{FCO}_1}{(1+i)} + \frac{\text{FCO}_2}{(1+i)^2} + \frac{\text{FCO}_3}{(1+i)^3} - I_0$$

Donde:

FCO: Flujos de caja operativos esperados en el futuro

i : Tasa de descuento a utilizar

También podemos calcular Relación Beneficio – Costo

$$\frac{B}{C} = \frac{\text{VN}(\text{FCO}_i)}{I_0}$$

3.1.7.2 Tasa Interna de Retorno

Otro indicador para evaluar las inversiones es la Tasa Interna de Retorno (TIR). La TIR mide el rendimiento o rentabilidad de las inversiones, es decir, mide cual es el monto adicional que se recibe después de amortizar el 100% de la inversión.

Para hallar la rentabilidad se requiere resolver la siguiente ecuación. Cuando el VAN igualamos a cero.

$$VAN = \frac{FCO_1}{(1+TIR)} + \frac{FCO_2}{(1+TIR)^2} + \frac{FCO_3}{(1+TIR)^3} - I_0 = 0$$

$$TIR = \text{-----}$$

3.1.7.3 Cálculo de VAN y TIR

Para calcular el Valor del VAN y la TIR, se utiliza las herramientas de Microsoft Excel que facilita encontrar dichos valores. En el siguiente cuadro se muestra los Flujos de caja operativos esperados del 2005 al 2007.

| FLUJO DE CAJA | | | | | | | | |
|---------------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| 000'US\$ | 2004 | | 2005 | | 2006 | | 2007 | |
| | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 |
| Capital | 4473 | 3167 | | | | | | |
| Operacional | 200 | 200 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 |
| Costo total | 4673 | 3367 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 |
| Producción(t Cu fino) | 0 | 0 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 |
| Ingreso | | | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 |
| Flujo de caja | 4673 | 3367 | 4865 | 4865 | 4865 | 4865 | 4865 | 4865 |
| Impuesto @ 25% | 0 | | 1216 | 1216 | 1216 | 1216 | 1216 | 1216 |
| Flujo Neto de Caja | | | 3649 | 3649 | 3649 | 3649 | 3649 | 3649 |
| Acumulación de F.C | 4673 | 8040 | 4391 | -743 | 2906 | 6554 | 10203 | 13852 |
| Costo Operacional US\$/t | 901 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/t | 1874 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/lb | 0.85 | | | | | | | |

Tabla 3.5 Flujos de caja operativos

Cálculo de VAN y TIR:

Para este caso se aplica:

$$VAN = \text{VNA}(\text{tasa}(i), I_0, FCO_1, FCO_2, FCO_3)$$

{Función en Excel}

| Periodo | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 |
|---------|--------|------|------|------|
| Flujos | -8,040 | 7297 | 7297 | 7297 |

| | |
|-----|---------|
| I | 15% |
| VAN | 7496.65 |
| TIR | 73.33% |

Tiempo de retorno 13 meses

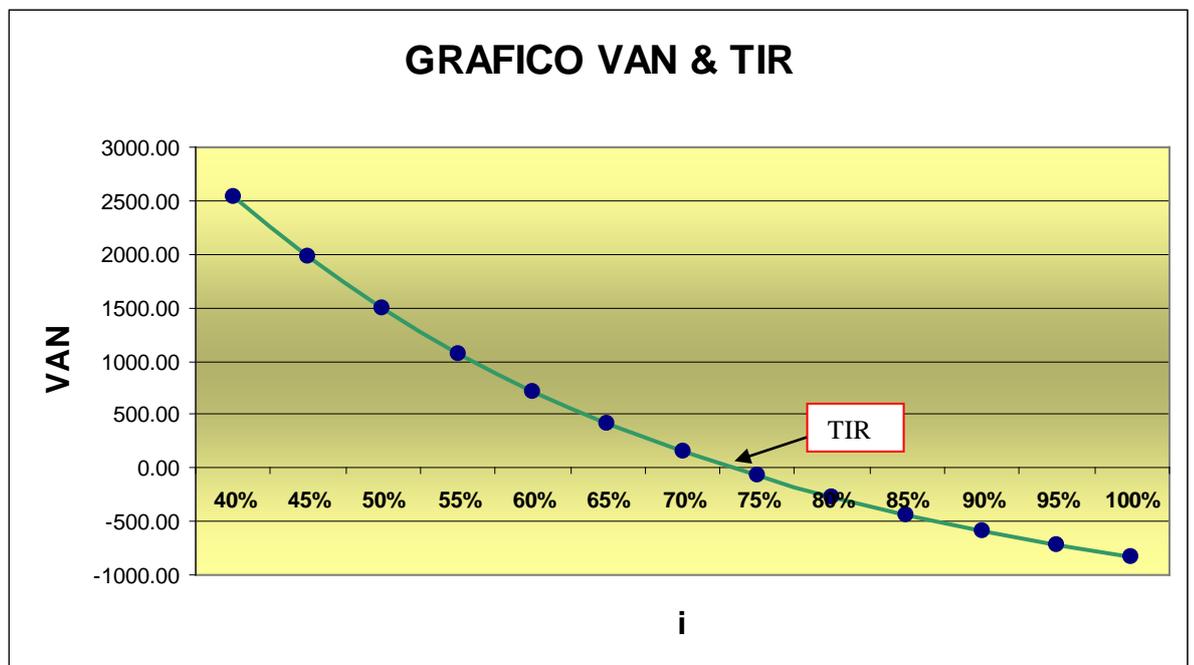
>0

TIR >> i

ES VIABLE EL PROYECTO

Iterativamente hallamos valores y graficamos.

| i | VAN |
|------|---------|
| | 7496.65 |
| 40% | 2539.05 |
| 45% | 1970.26 |
| 50% | 1486.76 |
| 55% | 1074.05 |
| 60% | 720.48 |
| 65% | 416.56 |
| 70% | 154.55 |
| 75% | -71.91 |
| 80% | -268.08 |
| 85% | -438.35 |
| 90% | -586.37 |
| 95% | -715.21 |
| 100% | -827.48 |



Excel tiene muy buenas herramientas que ayudan para resolver ecuaciones complejas y transformarlos simples para obtener las incógnitas (VAN y TIR).

3.1.8 Análisis de Riesgo & Sensibilidad

3.1.8.1 Costo de Ácido

El costo de ácido representa más del 50% del costo operativo, es una amenaza para el proyecto en un corto plazo. Sin embargo, se tiene un plan para la construcción de la planta de ácido. El análisis abarcara para diferentes precios del ácido que podrían variar en el futuro. Evaluaremos usando el VAN y la TIR.

ANALISIS DE SENSIBILIDAD

SENSIBILIDAD 1

COSTO DE ÁCIDO

| COSTO DE ÁCIDO | COSTO OPERATIVO | VAN | TIR | TIEMPO DE RETORNO |
|----------------|-----------------|-------------|------------|-------------------|
| US\$/t | US\$/lb | US\$ | % | meses |
| 45 | 0.24 | 13073 | 113% | 9 |
| 152 | 0.41 | 7497 | 73% | 13 |
| 185 | 0.46 | 5777 | 61% | 15 |
| 240 | 0.51 | 2910 | 39% | 19 |

1. Para un costo de US\$ 45/t

2.

FLUJOS DE CAJA

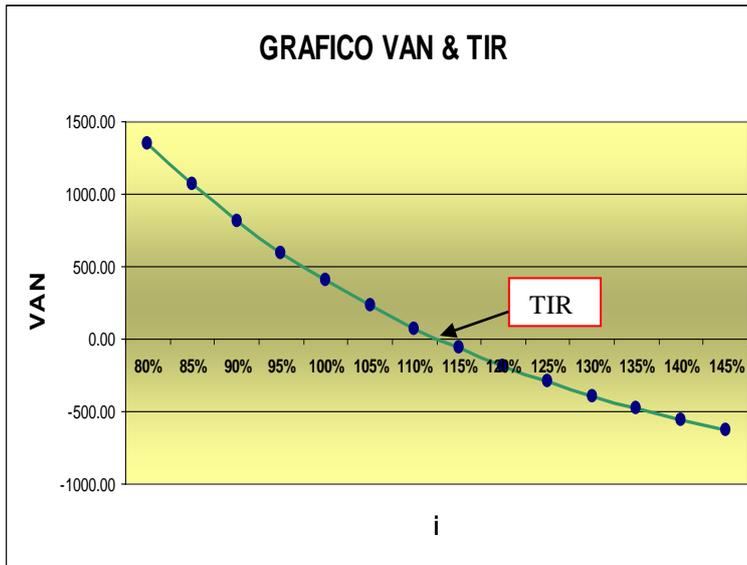
| 000'US\$ | 2004 | | 2005 | | 2006 | | 2007 | |
|--------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 |
| Capital | 4473 | 3167 | | | | | | |
| Operacional | 200 | 200 | 2633 | 2633 | 2633 | 2633 | 2633 | 2633 |
| Costo total | 4673 | 3367 | 2633 | 2633 | 2633 | 2633 | 2633 | 2633 |

| | | | | | | | | |
|-----------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Producción(t Cu fino) | 0 | 0 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 |
| Ingreso | | | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 |
| Flujo de caja | 4673 | 3367 | 6737 | 6737 | 6737 | 6737 | 6737 | 6737 |

| | | | | | | | | |
|---------------------------|------------|------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Impuesto @ 25% | 0 | | 1684 | 1684 | 1684 | 1684 | 1684 | 1684 |
| Flujo Neto de Caja | | | 5053 | 5053 | 5053 | 5053 | 5053 | 5053 |
| Acumulación de F.C | 4673 | 8040 | 2987 | 2066 | 7119 | 12172 | 17225 | 22278 |
| Costo Operacional US\$/t | 527 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/t | 1874 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/lb | 0.85 | | | | | | | |

| Periodo | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 |
|---------|--------|-------|-------|-------|
| Flujos | -8,040 | 10106 | 10106 | 10106 |

| | | |
|-----|----------|-----------------|
| I | 15% | |
| VAN | 13073.18 | >0 |
| TIR | 112.62% | TIR>i ES VIABLE |



| i | VAN |
|------|----------|
| | 13073.18 |
| 80% | 1347.99 |
| 85% | 1065.72 |
| 90% | 816.70 |
| 95% | 596.50 |
| 100% | 401.35 |
| 105% | 228.06 |
| 110% | 73.90 |
| 115% | -63.46 |
| 120% | -186.04 |
| 125% | -295.56 |
| 130% | -393.53 |
| 135% | -481.25 |
| 140% | -559.85 |
| 145% | -630.33 |

3. Para un costo de US\$ 185/t

FLUJO DE CAJA

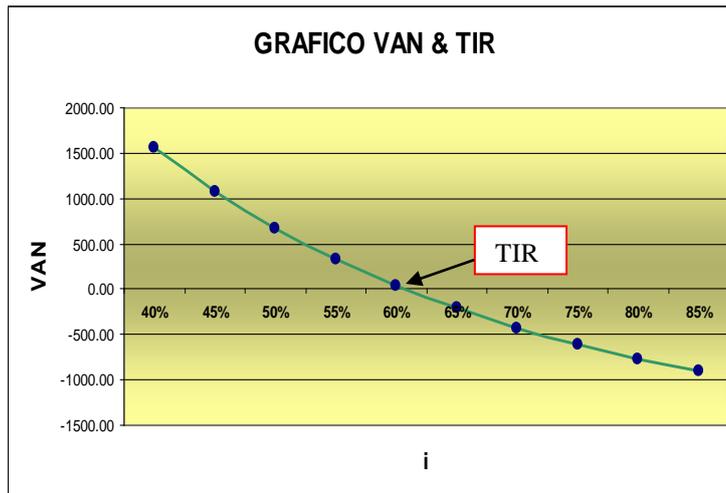
| 000'US\$ | 2004 | | 2005 | | 2006 | | 2007 | |
|--------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 |
| Capital | 4473 | 3167 | | | | | | |
| Operacional | 200 | 200 | 5083 | 5083 | 5083 | 5083 | 5083 | 5083 |
| Costo total | 4673 | 3367 | 5083 | 5083 | 5083 | 5083 | 5083 | 5083 |

| | | | | | | | | |
|-----------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Producción(t Cu fino) | 0 | 0 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 |
| Ingreso | | | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 |
| Flujo de caja | 4673 | 3367 | 4287 | 4287 | 4287 | 4287 | 4287 | 4287 |

| | | | | | | | | |
|---------------------------|------|------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Impuesto @ 25% | 0 | | 1072 | 1072 | 1072 | 1072 | 1072 | 1072 |
| Flujo Neto de Caja | | | 3215 | 3215 | 3215 | 3215 | 3215 | 3215 |
| Acumulación de F.C | 4673 | 8040 | 4825 | 1609 | 1606 | 4822 | 8037 | 11253 |
| Costo Operacional US\$/t | 1017 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/t | 1874 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/lb | 0.85 | | | | | | | |

| Periodo | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 |
|---------|--------|------|------|------|
| Flujos | -8,040 | 6431 | 6431 | 6431 |

| | | |
|-----|----------------|-----------------|
| I | 15% | |
| VAN | 5776.79 | >0 |
| TIR | 60.72% | TIR>i ES VIABLE |



| i | VAN |
|-----|---------|
| | 5776.79 |
| 40% | 1555.91 |
| 45% | 1078.15 |
| 50% | 673.98 |
| 55% | 330.79 |
| 60% | 38.43 |
| 65% | -211.33 |
| 70% | -425.22 |
| 75% | -608.76 |
| 80% | -766.49 |
| 85% | -902.22 |
| 90% | - |
| | 1019.09 |

4. Para un costo de US\$ 240/t

FLUJOS DE CAJA

| 000'US\$ | 2004 | | 2005 | | 2006 | | 2007 | |
|--------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 |
| Capital | 4473 | 3167 | | | | | | |
| Operacional | 200 | 200 | 6045 | 6045 | 6045 | 6045 | 6045 | 6045 |
| Costo total | 4673 | 3367 | 6045 | 6045 | 6045 | 6045 | 6045 | 6045 |

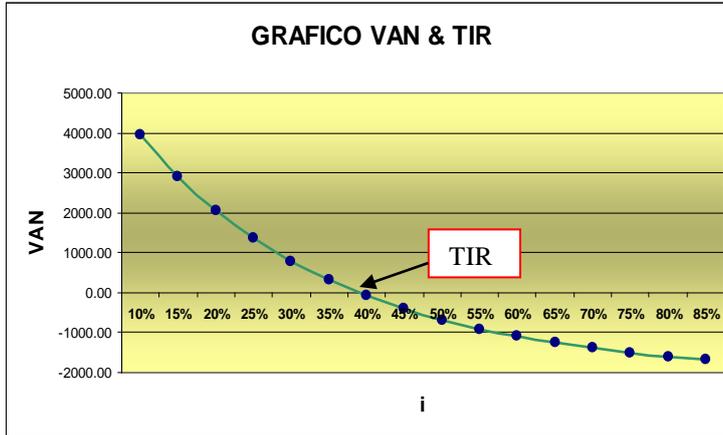
| | | | | | | | | |
|-----------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Producción(t Cu fino) | 0 | 0 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 |
| Ingreso | | | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 | 9370 |
| Flujo de caja | 4673 | 3367 | 3325 | 3325 | 3325 | 3325 | 3325 | 3325 |

| | | | | | | | | |
|---------------------------|------|------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Impuesto @ 25% | 0 | | 831 | 831 | 831 | 831 | 831 | 831 |
| Flujo Neto de Caja | | | 2494 | 2494 | 2494 | 2494 | 2494 | 2494 |
| Acumulación de F.C | 4673 | 8040 | 5546 | 3053 | -559 | 1934 | 4428 | 6922 |
| Costo Operacional US\$/t | 1209 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/t | 1874 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/lb | 0.85 | | | | | | | |

| | | | | |
|----------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Periodo | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 |
| Flujos | -8,040 | 4987 | 4987 | 4987 |

| | | |
|------------|----------------|-----------------|
| I | 15% | |
| VAN | 2910.35 | >0 |
| TIR | 38.87% | TIR>i ES VIABLE |

| | |
|-----|----------|
| i | VAN |
| | 2910.35 |
| 10% | 3965.84 |
| 15% | 2910.35 |
| 20% | 2054.54 |
| 25% | 1356.01 |
| 30% | 782.55 |
| 35% | 309.40 |
| 40% | -82.67 |
| 45% | -408.71 |
| 50% | -680.65 |
| 55% | -907.98 |
| 60% | -1098.31 |
| 65% | -1257.82 |
| 70% | -1391.51 |
| 75% | -1503.51 |
| 80% | -1597.18 |
| 85% | -1675.34 |



3.1.8.2 Precio del Cobre

El precio del cobre en el mercado internacional es otro factor externo al proyecto, es necesario evaluar para diferentes casos, pero usando como referencia las estadísticas de años anteriores y las posibles proyecciones.

ANALISIS DE SENSIBILIDAD

SENSIBILIDAD 2

PRECIO DE COBRE

| PRECIO DEL COBRE | | VAN | TIR | TIEMPO DE RETORNO |
|------------------|--------|----------|------|-------------------|
| US\$/lb | US\$/t | US\$ | % | meses |
| 0.72 | 1600 | 3417.22 | 43% | 18 |
| 0.85 | 1874 | 7496.65 | 73% | 13 |
| 0.91 | 2000 | 9373.46 | 87% | 11 |
| 1.09 | 2400 | 15329.70 | 128% | 8 |

1 Para un costo de US\$ 1600/t

FLUJO DE CAJA

| 000'US\$ | 2004 | | 2005 | | 2006 | | 2007 | |
|--------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 |
| Capital | 4473 | 3167 | | | | | | |
| Operacional | 200 | 200 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 |
| Costo total | 4673 | 3367 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 |

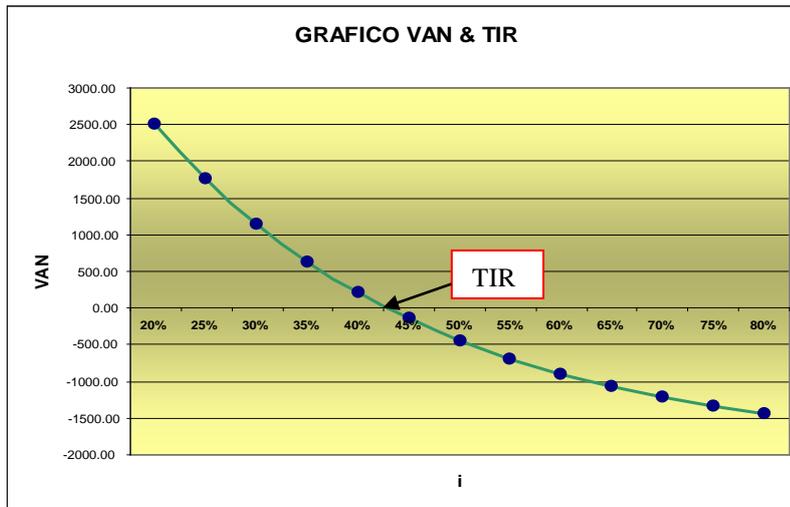
| | | | | | | | | |
|-----------------------|--------------|--------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Producción(t Cu fino) | 0 | 0 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 |
| Ingreso | | | 8000 | 8000 | 8000 | 8000 | 8000 | 8000 |
| Flujo de caja | -4673 | -3367 | 3495 | 3495 | 3495 | 3495 | 3495 | 3495 |

| | | | | | | | | |
|---------------------------|-------|-------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Impuesto @ 25% | 0 | | 874 | 874 | 874 | 874 | 874 | 874 |
| Flujo Neto de Caja | | | 2621 | 2621 | 2621 | 2621 | 2621 | 2621 |
| Acumulación de F.C | -4673 | -8040 | -5419 | -2798 | -176 | 2445 | 5066 | 7688 |
| Costo Operacional US\$/t | 901 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/t | 1600 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/lb | 0.85 | | | | | | | |

| Periodo | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 |
|---------------|--------|------|------|------|
| Flujos | -8,040 | 5243 | 5243 | 5243 |

| | | |
|------------|----------------|-----------------|
| I | 15% | |
| VAN | 3417.22 | >0 |
| TIR | 42.82% | TIR>i ES VIABLE |

| i | VAN |
|-----|----------|
| | 3417.22 |
| 20% | 2502.69 |
| 25% | 1754.69 |
| 30% | 1139.21 |
| 35% | 630.11 |
| 40% | 207.09 |
| 45% | -145.79 |
| 50% | -441.11 |
| 55% | -688.92 |
| 60% | -897.30 |
| 65% | -1072.77 |
| 70% | -1220.64 |
| 75% | -1345.29 |
| 80% | -1450.29 |



2 Para un costo de US\$ 2000/t

FLUJO DE CAJA

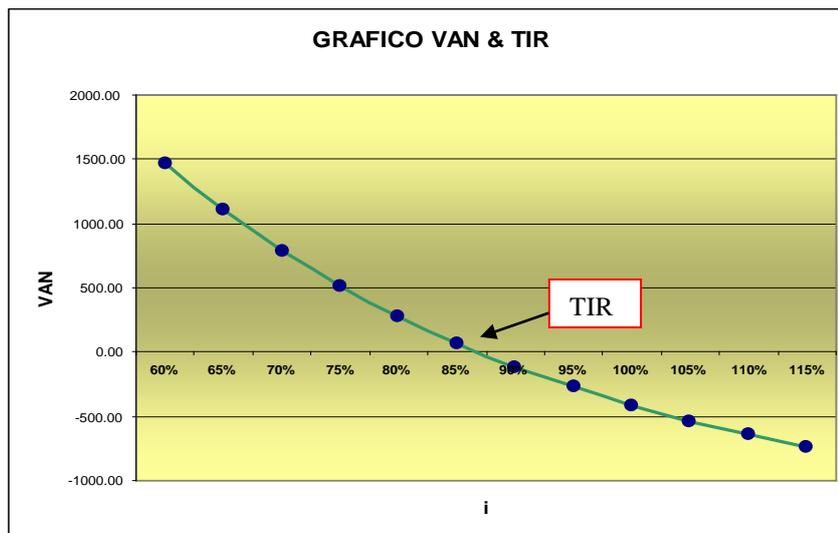
| 000*US\$ | 2004 | | 2005 | | 2006 | | 2007 | |
|--------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 |
| Capital | 4473 | 3167 | | | | | | |
| Operacional | 200 | 200 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 |
| Costo total | 4673 | 3367 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 |

| | | | | | | | | |
|-----------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Producción(t Cu fino) | 0 | 0 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 |
| Ingreso | | | 10000 | 10000 | 10000 | 10000 | 10000 | 10000 |
| Flujo de caja | 4673 | 3367 | 5495 | 5495 | 5495 | 5495 | 5495 | 5495 |

| | | | | | | | | |
|---------------------------|------|---|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Impuesto @ 25% | 0 | | 1374 | 1374 | 1374 | 1374 | 1374 | 1374 |
| Flujo Neto de Caja | | | 4121 | 4121 | 4121 | 4121 | 4121 | 4121 |
| Acumulación de F.C | - | - | -3919 | 203 | 4324 | 8445 | 12566 | 16688 |
| Costo Operacional US\$/t | 901 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/t | 2000 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/lb | 0.85 | | | | | | | |

| Periodo | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 |
|---------------|--------|------|------|------|
| Flujos | -8,040 | 8243 | 8243 | 8243 |

| | | |
|------------|----------------|-----------------|
| i | 15% | |
| VAN | 9373.46 | >0 |
| TIR | 86.79% | TIR>i ES VIABLE |



3 Para un costo de US\$ 2400/t

FLUJO DE CAJA

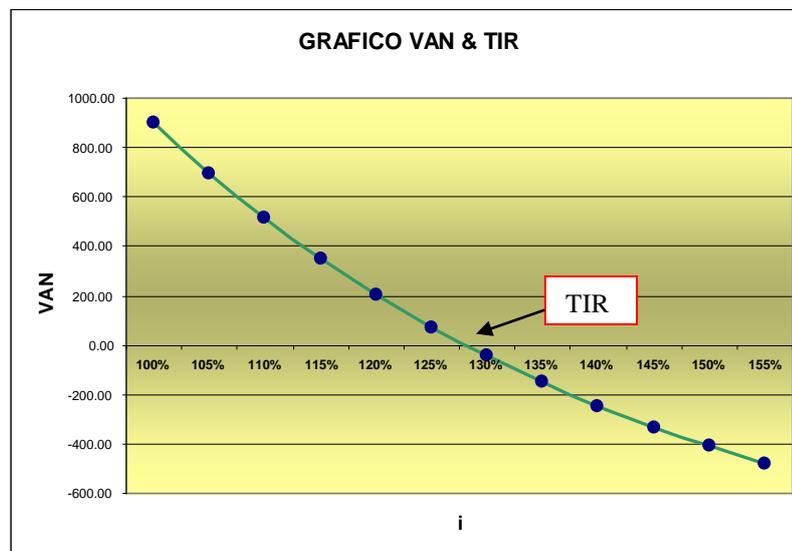
| 000'US\$ | 2004 | | 2005 | | 2006 | | 2007 | |
|--------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 | S1 | S2 |
| Capital | 4473 | 3167 | | | | | | |
| Operacional | 200 | 200 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 |
| Costo total | 4673 | 3367 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 | 4505 |

| | | | | | | | | |
|-----------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Producción(t Cu fino) | 0 | 0 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 |
| Ingreso | | | 12000 | 12000 | 12000 | 12000 | 12000 | 12000 |
| Flujo de caja | 4673 | 3367 | 7495 | 7495 | 7495 | 7495 | 7495 | 7495 |

| | | | | | | | | |
|---------------------------|------|------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Impuesto @ 25% | 0 | | 1874 | 1874 | 1874 | 1874 | 1874 | 1874 |
| Flujo Neto de Caja | | | 5621 | 5621 | 5621 | 5621 | 5621 | 5621 |
| Acumulación de F.C | 4673 | 8040 | -2419 | 3203 | 8824 | 14445 | 20066 | 25688 |
| Costo Operacional US\$/t | 901 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/t | 2400 | | | | | | | |
| Precio de cobre US\$/lb | 0.85 | | | | | | | |

| Periodo | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 |
|---------------|--------|-------|-------|-------|
| Flujos | -8,040 | 11243 | 11243 | 11243 |

| | | |
|------------|-----------------|------------------|
| I | 15% | |
| VAN | 15329.70 | >0 |
| TIR | 128.04% | TIR>>i ES VIABLE |



| i | VAN |
|------|----------|
| | 15329.70 |
| 100% | 898.59 |
| 105% | 694.79 |
| 110% | 512.79 |
| 115% | 349.96 |
| 120% | 204.04 |
| 125% | 73.07 |
| 130% | -44.65 |
| 135% | -150.60 |
| 140% | -246.06 |
| 145% | -332.15 |
| 150% | -409.87 |
| 155% | -480.08 |

3.1.8.3 Factor consumo de Ácido

Es un factor técnico, depende del control y seguimiento por parte de la operación directamente y todo índice se puede optimizar, en este caso hasta obtener el nivel mínimo de consumo. Como referencia de operaciones similares varia entre 2.5 a 4.0. El siguiente cuadro muestra el resultado de análisis para diferentes índices de consumo.

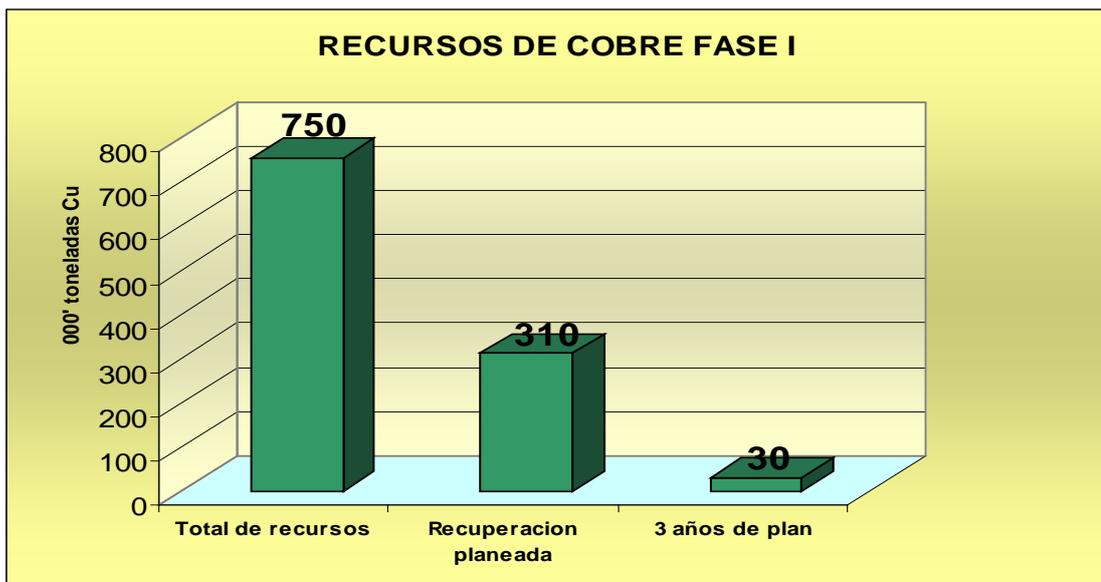
ANALISIS DE SENSIBILIDAD

SENSIBILIDAD 3

CONSUMO DE ÁCIDO

| CONSUMO DE ÁCIDO | COSTO OPERATIVO | VAN | TIR | TIEMPO DE RETORNO |
|------------------|-----------------|-------|-------|-------------------|
| t Ácido/ t Cu | US\$/t | US\$ | % | meses |
| 2.00 | 673 | 10892 | 97.00 | 10 |
| 3.50 | 901 | 7497 | 73.00 | 13 |
| 4.30 | 1023 | 5681 | 60.00 | 15 |
| 5.20 | 1159 | 3655 | 45% | 17 |
| 6.00 | 1281 | 1838 | 30% | 21 |

3.3 RESULTADOS DEL ANALISIS



RESUMEN

| | | |
|--------------------------|-------|----------|
| PRODUCCION | 10000 | tpa Cu |
| TIEMPO DE IMPLEMENTACION | 12 | meses |
| CAPITAL O INVERSION | 7640 | 000'US\$ |
| COSTO OPERACIONAL | 0.41 | US\$/lb |

CAPACIDAD DE LA PLANTA

| | | | | | | |
|--------------------|-------|------|------|-------|-------|-------|
| PLS grade | gpl | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
| PLS volumen | m3/Hr | 298 | 298 | 298 | 298 | 298 |
| Recuperación de Cu | t/Año | 5001 | 7501 | 10002 | 12502 | 15003 |

| | | | | |
|----------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Periodo | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 |
| Flujos | -8,040 | 7298 | 7298 | 7298 |

| | | |
|-----|---------|------------------|
| I | 15% | |
| VAN | 7497.25 | VAN>0 |
| TIR | 73.34% | TIR>>K ES VIABLE |

COSTO DE ÁCIDO

| | | | | |
|-----------------------|------------------------|------------|------------|--------------------------|
| COSTO DE ÁCIDO | COSTO OPERATIVO | VAN | TIR | TIEMPO DE RETORNO |
| US\$/t | US\$/lb | US\$ | % | meses |
| 152 | 0.41 | 7497 | 73% | 13 |

PRECIO DE COBRE

| | | | | |
|-------------------------|--------|------------|------------|--------------------------|
| PRECIO DEL COBRE | | VAN | TIR | TIEMPO DE RETORNO |
| US\$/lb | US\$/t | US\$ | % | meses |
| 0.85 | 1874 | 7497.25 | 73% | 13 |

CONSUMO DE ÁCIDO

| | | | | |
|-------------------------|------------------------|------------|------------|--------------------------|
| CONSUMO DE ÁCIDO | COSTO OPERATIVO | VAN | TIR | TIEMPO DE RETORNO |
| t Ácido/ t Cu | US\$/t | US\$ | % | meses |
| 3.50 | 901 | 7497 | 73% | 13 |

CAPITULO IV

4.0 ALCANCE SOBRE HIDROLOGIA

4.0.1 AMBIENTE HIDROLOGICO.

Comprender la hidrología de la mina y alrededor del área de lixiviación en Mufulira, es fundamental para el éxito de la operación.

- Permeabilidad y eficiencia de humedecer el mineral.
- Manejo de soluciones.
- Impacto Ambiental.

Si los recursos identificados hubieran tenido baja permeabilidad y deficiente percolación, el proyecto difícilmente hubiera sido ejecutado. Por otro lado si igualmente experimentamos perdidas de soluciones el costo del ácido para reemplazar seria alto como también afectaría al medio ambiente.

La gran mayoría de minas en copperbelt están sujeto a remover el agua subterráneo ya sea en menor o mayor grado, tanto en el minado subterráneo como superficial. Las capas acuíferas pueden ser localizadas tanto en la caja piso o al techo del cuerpo mineralizado.

La mina Mufulira, se caracteriza por tener las capas acuíferas en la caja techo. Para drenar esta agua se hacen perforaciones de taladros desde las galerías de los niveles inferiores o de avance, para luego adicionar en el sistema principal de bombeo. Actualmente la mina de Mufulira mantiene un sistema de bombeo, cuya capacidad es de 115,000 m³ por día, es decir una relación directa de 1Tn de mineral por 14.6 Tn de agua.



Foto 4.1 Prueba de permeabilidad.

4.0.2 CARACTERISTICAS DE RECURSOS HIDROLOGICOS.

Todas las rocas tienen la propiedad de porosidad o la cantidad de agua que pueden alojar en los espacios vacíos o poros. Sin embargo es de suma importancia el pase de agua a través de la masa rocosa, esta se denomina la permeabilidad o conductividad hidráulica en los diversos tipos de roca.

La permeabilidad es la característica hidrológica que controla la proporción de agua que puede pasar a través de la roca.

- Permeabilidad primaria, controlado por la porosidad.
- Permeabilidad secundaria, características como juntura, fallas, fisuras y aberturas en tajeos.

| Tipo de roca | Permeabilidad primaria | m por día |
|---|-------------------------------|-----------------------|
| Rocas ígneas /metamórficas | Muy bajo | 10^{-3} a 10^{-4} |
| Arenisca laminada/Esquisto | Bajo | 10^{-3} a 10^{-2} |
| Arenisca/rocas ígneas /metamórficas fracturados | Moderado | 1 a 10 |

Tabla 4.1 Permeabilidad en los diferentes tipos de roca.

Sin embargo es necesario saber la eficiencia de solubilidad en los recursos considerados para la lixiviación.

4.0.2.1 Capa de Oxido

Después de realizar las observaciones de los testigos, hay indicios de la capa de oxido es una roca favorable y el área propuesto para la lixiviación esta localizado dentro de la zona erosionada. La gran mayoría de estas zonas están intersecadas o cortadas por un conjunto de juntas espaciados regularmente. En consecuencia es muy probable que en la caja techo del área minado exista un fracturamiento adicional. La permeabilidad en estas zonas será ventajosa en el proceso de lixiviación. Sin embargo las juntas o fracturas pueden producir cascadas de solución.

4.0.2.2 Tajeos antiguos de Open stops.

Es probable que muchos de estos tajeos estén rellenos parcialmente con mineral colapsado, inclusive por material proveniente de la parte entre los cuerpos, áreas no minados, pilares y partes de caja techo colapsado. Observaciones realizadas en los tajeos antiguos accesibles nos indican diferentes rangos de tamaño de mineral, desde materiales finos, arenas, gravas y rocas grandes.

La lixiviación en materiales finos, gravas y arenas toma poco tiempo, sin embargo la penetración de la solución en los bloques de roca será lenta y se necesitaran largo tiempo podríamos decir años. El estado de los pilares es desconocido pero es muy probable que estén fracturadas en mayor y menor grado.

4.0.2.3 Tajeos antiguos rellenos con relave.

La permeabilidad en el material de relave es bien establecido y podemos afirmar con confianza es aceptable. La lixiviación de los relaves es por consiguiente más rápido y tomara algunos meses. Con respecto a los pilares no podemos afirmar pero es probable estén fracturadas en menor grado que en las áreas no rellenas y en menor grado en los tajeos sin relleno.

4.0.2.4 Tajeos antiguos Block Caving & Sublevel Caving.

Las observaciones realizadas en las ventanas de limpieza de mineral revelan la presencia de material fino, gravas y pequeños bancos de mineral. Entonces podemos afirmar que la permeabilidad será alta en estas zonas. La lixiviación tendrá resultados de mayor grado. Lógicamente se formaran algunas cascadas de soluciones serán inevitables pero controlables.

4.1 EVALUACION HIDROLOGICA.

Con las características anteriormente descritas de las áreas a lixiviarse es posible calificar y comparar la evaluación de los recursos y la roca de la caja piso.

| Recurso | Estado físico | Porosidad | Permeabilidad secundaria | Eficiencia en el mojado |
|------------------|----------------------|------------------|---------------------------------|--------------------------------|
| Capa de oxido | In-situ | Bajo | Bajo a moderado | Bajo a moderado |
| N/A | Fracturado | Bajo | bajo | Moderado |
| N/A | Roto | Bajo | Alto | Alto |
| Open stopes | Mineral roto | Muy bajo | Moderado | Alto |
| Pilares | Fracturado | Muy bajo | Bajo a moderado | Moderado a alto |
| Sub level caving | Caved | Muy bajo | Moderado a alto | Moderado a alto |
| Tajeos Rellenado | Área relleno | Alto | Alto | Alto |
| Caja piso | In situ | Bajo | Bajo | Muy bajo |

Tabla 4.2 Características de permeabilidad

CAPITULO V

5.0 OPERACIONES EN MINA

5.0.1 INTRODUCCION

En las minas subterráneas, cuando los sulfuros son los minerales principales de explotación, es muy probable que ocurra lixiviación natural. Sin embargo, mucho depende de la geoquímica del cuerpo mineralizado y otros factores.

La primera reacción de una oxidación gradual de los sulfuros, ocurre cuando entra en contacto con el oxígeno y las filtraciones de agua en el cuerpo mineralizado. Cuando existe una relativa proporción alta de pirita, la oxidación de esta produce aguas ácidas que atacan los sulfuros. La oxidación de los minerales de sulfuro puede ser acelerada por el efecto de la ocurrencia natural de bacteria. El sulfato de cobre formado es soluble en solución ácida y es gradualmente removido. Si el PH de esta percolación natural no cambia, el cobre continuará disuelto en esta solución. En caso contrario, si el PH cambia a condiciones de neutro o básico, como consecuencia de la reacción con algún mineral ganga o mezclado con otras filtraciones de aguas, el cobre precipitará como hidróxido u otros minerales oxidados.

El proceso de SX-EW utiliza una solución pobre en contenido de ácido en la lixiviación de los materiales. Esta solución es mezclada con un solvente orgánico, referido como extractor, sistema de paso de la extracción por solvente (SX). Aquí el cobre es extraído de la fase acuosa y dejando las impurezas en la solución de lixiviación. Desde que el ion de cobre es reemplazado por ion de hidrógeno, la solución de la fase acuosa es retornada, a su forma original de solución ácida y reciclada para el proceso de lixiviación. Mientras tanto el cobre contenido en la solución orgánica es separado por el contacto con una solución acuosa de mayor grado de acidez, al mismo tiempo que el cobre es separado, el material orgánico es reconstituido. La solución con contenido de cobre es enviada a electro-

winning (EW), mientras la solución orgánica es retornado al proceso de SX. En la planta de electro-winning el cobre es reducido por electroquímica de sulfato de cobre en solución a cátodos de cobre metálico. Los cátodos de la lixiviación son puros como los cátodos del proceso de la refinería.

| | VAT LEACHING | HEAP LEACHING | IN SITU LEACHING |
|---------------------------------|---|---|---|
| Leyes de Mineral | Moderado -Alto | Moderado-Alto | Bajo-Alto |
| Tipo de Mineral | Óxidos, Silicatos y algunos sulfuros | Óxidos, Silicatos y algunos sulfuros | Óxidos, Silicatos y algunos sulfuros |
| Preparación de mineral | Chancado para optimizar recuperación de cobre | Chancado para optimizar recuperación de cobre | Perforación de taladros |
| Pad | Tanques para la mezcla de solución y mineral | Materiales sintéticos | In-situ |
| Solución | Ácidos sulfúrico para óxidos en general | Ácidos sulfúrico para óxidos en general | Ácidos sulfúrico para óxidos en general |
| Aplicación de la Solución | En circulación la solución | Rociado | Infección por taladros |
| Método de recuperación de cobre | SX/EW | SX/EW | SX/EW |
| Ciclo de lixiviación | 5-10 días | 1+ meses | 1-25 años |

Fuente: U.S. Congress, Office of Technology Assessment 1988

Tabla 1: Características de los métodos de lixiviación de cobre

La lixiviación con ácido sulfúrico a presiones atmosféricas normales es el tipo más común. Minerales como: Azurita, malaquita, tenorita y crisocola, son completamente solubles en ácido sulfúrico a temperaturas normales. Otros menos oxidados, cuprita y sulfuros como: bornita, covelita, y calcopirita, requieren una adición de sulfato de hierro y oxígeno (como oxidantes) para lograr la lixiviación.

5.0.2 LIXIVIACIÓN EN MINAS SUBTERRÁNEAS

La lixiviación de minerales de baja ley de cobre sin remover del subsuelo se conoce también como in-situ leaching. En 1990, unas 18 operaciones de in-situ en los Estados Unidos usaron este método para recuperar el mineral de las minas ya existentes.

La química de in-situ leaching es similar a las operaciones de heap y dump leaching. El mineral es oxidado por la solución de lixiviación, que puede contener agua de mina, ácido sulfúrico y otros. La Lixiviación de tajeos en este caso será la actividad de in-situ leaching en minas subterráneas, depósitos de baja ley en minas abandonadas o relativamente en actividad. La solución de lixiviación es introducida en áreas trabajadas de la mina; tajeos rellenados; zonas colapsadas de tajeos abiertos (fueron rellenados con mineral de baja ley o desmonte). La solución recorre a través de tajeos o áreas minados disolviendo el cobre y colectado en los niveles inferiores de la mina, desde donde son transferidos por el sistema de bombas a superficie. Finalmente, el cobre es recuperado por el método de SX-EW.

Algunos ejemplos podemos citar;

Mina San Manuel

La mina de San Manuel inicia sus operaciones 1985,

Cananea

La lixiviación en la mina Cananea inicia en 1940

Miami

La mina Miami inicia sus operaciones en 1942 en una primera etapa, 1959 inicia sus operaciones en mayor escala.

Mina Ray.

Mifulira será uno de los lugares único en el mundo, para recuperar el cobre residual con el método de In-situ leaching. Las zonas abandonadas fueron minados convencionalmente, muy probable con un recuperación baja. Podemos mencionar algunas características peculiares de esta mina que son:

- Hay una referencia sustancial del área.
- Leyes altas
- Una recuperación baja en el minado del área.
- Mineral oxidado en gran parte.
- La inclinación o buzamiento del cuerpo mineralizado.

- Áreas trabajadas aisladas de capas acuíferas.
- Infraestructura disponible.
- Refinería existente.

Las observaciones físicas de recursos de óxidos de cobre, en los niveles accesibles, favorecieron para la concluir que estaba ocurriendo una lixiviación natural, inclusive en lugares de sulfuros. Gran parte de esta que no fue extraído con el sistema de minado convencional. Los sulfuros comprenden material roto abandonado en los tajeos antiguos y los pilares.

En general los minerales de los depósitos de hidróxido de cobre son una mezcla de: Bronchante (hidróxido de cobre), Malaquita (carbonato de cobre) y óxidos de cobre.

La presencia de estos recursos en la mina en una extensión de 6Km de longitud, y minando actualmente a una profundidad de 1340 mL. Son otros motivos para la recuperación de recursos por el sistema de In-situ leaching, se considera una gran alternativa. La magnitud de los recursos y asociado a leyes altas hace de este proyecto único "Proyecto subterráneo de lixiviación".

Como referencia en otras partes se llevaron a cabo lixiviación de este tipo, pero con recursos de cobre cuyas leyes estaban en los rangos de 0.5% a 1.2% Cu. Adicionalmente se aplicaron en minas que previamente fueron minados por el método de block caving, es de conocimiento que generalmente no dejan pilares en zonas de leyes altas.

Por otro lado el impacto al medio ambiente del proceso SX-EW es bajo, en superficie la solución es conducida por un sistema de tubería de irrigación y las pozas de almacenamiento son cubiertas con una membrana antiácido.

El ácido sulfúrico es eventualmente neutralizado por la caliza o dolomita que tiene ocurrencia en el cuerpo mineralizado, también adicionando previamente la cal antes de depositar en los echaderos de desmonte, esto originara sulfato de calcio una sustancia insoluble.

5.1 RECURSOS DE MINERAL FASE I.

5.1.1 Ubicación

El proyecto esta localizado al este de los piques N° 5, N° 7 y N° 9 extendiéndose al este hasta el límite del área mineralizado económico. Con una extensión de 650m de longitud y en profundidad hasta el nivel 500 mL, con buzamiento promedio de 45°. Estas condiciones fueron las razones técnicas principales por el cual se eligió esta zona.

1. Mineralización muy favorable (óxidos de cobre y chalcocita)
2. Acceso disponible de los piques.
3. Fácil de aislar de la principal operación actual.
4. Buen sistema de drenaje para la colección de solución, galerías ubicadas en la caja piso.

Para propósitos de planeamiento, el área es dividida en bloques de 100m de longitud y verticalmente están delimitados por los niveles principales. Similar al sistema actual de cuadrículado.

| Nivel | Profundidad | Características |
|-----------------|-------------|------------------|
| Superficie 0 mL | - | - |
| | 30m | Desmante |
| 80mL | 50m | Capa de oxido |
| 140mL | 60m | Open stope |
| 200mL | 60m | Área rellenado |
| 270mL | 70m | Área rellenado |
| 350mL | 80m | Block caving |
| 430mL | 80m | Sublevel caving |
| 500mL | 70m | Sublevel caving |
| PILAR | DE | SEGURIDAD |

Cuadro 5.1 Niveles zona este- Fase I.

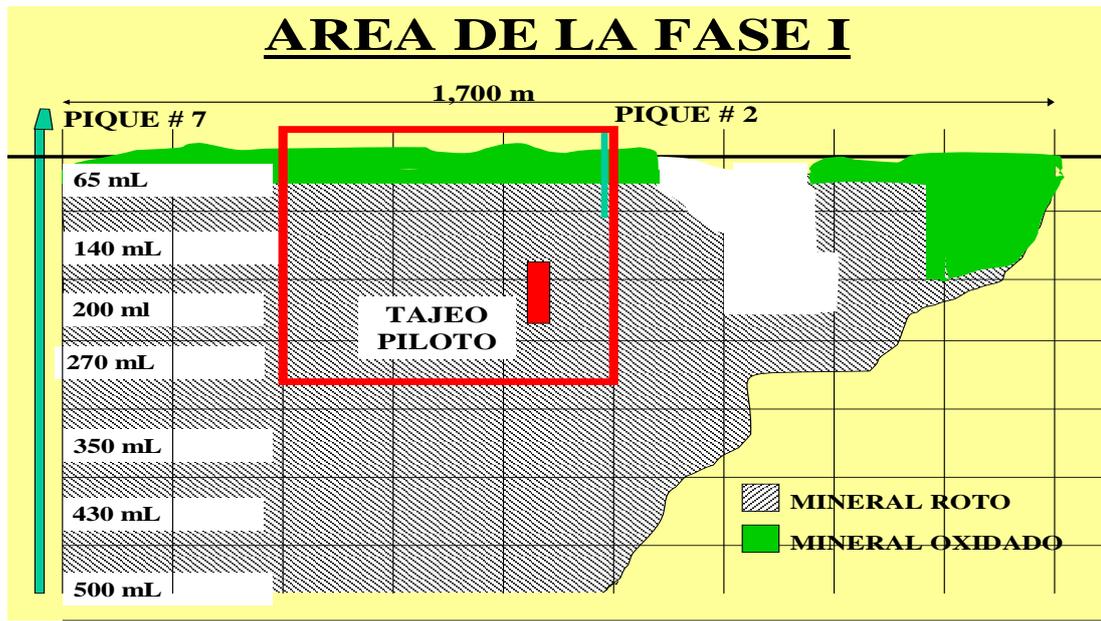


Grafico 5.1 Reservas de mineral zona este- Fase I.

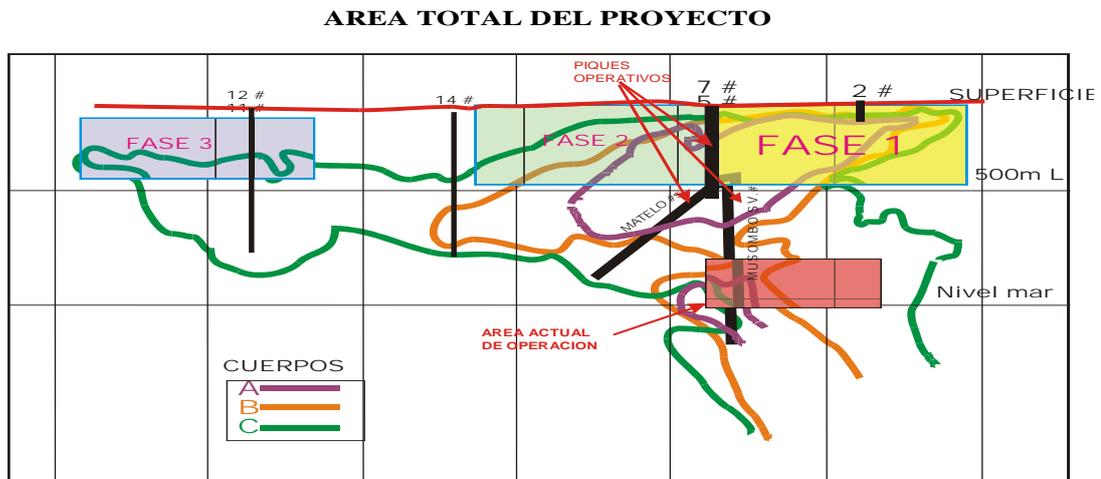


Grafico 5.2 Sección Longitudinal de la mina Mufulira

5.1.2 Características

Los minerales que predominan en la parte alta son: óxidos, malaquita, chalcocita y bornita. Sin embargo los sulfuros muy probables serán lixiviados parcialmente.

El área de lixiviación fue minada hace masa de 50 años, entonces muy probable el mineral roto en los tajeos y los pilares están relativamente oxidados. Esta oxidación es muy favorable para la lixiviación. El material usado para rellenar los tajeos también reúne las mismas condiciones.

5.2 GENERALIDADES DEL PROYECTO EN LA MINA.

5.2.1 Accesibilidad

El acceso es viable a los niveles principales de los diferentes piques a pesar de su antigüedad aproximado de 50 a 70 años. En los niveles principales existe una galería exclusivamente para ventilación y drenaje que se ubica en la caja piso. La mayoría de estas galerías se encuentran en buenas condiciones, pero en algunas áreas fue necesario hacer trabajos de sostenimiento, como instalaciones de cuadros convencionales, en general trabajos de madera.

Las galerías serán utilizadas como línea principal para la colección de la solución producto de la lixiviación. La rehabilitación de los caminos como nuevos accesos en interior mina, como también en superficie, complementan los accesos para facilitar la operación.

5.2.2 Drenaje en la mina

El sistema de drenaje en la mina, esta diseñado para drenar las aguas subterráneas ubicadas en la caja techo del cuerpo mineralizado. Se priorizan las áreas próximas a operaciones (tajeos nuevos). Los taladros de drenaje son perforados desde las galerías de drenaje hacia la caja techo del cuerpo, para mantener el nivel de las aguas subterráneas por debajo de los niveles actuales de trabajo.

Las dos estaciones principales de bombeo están ubicadas uno en el nivel 436 mL y el otro en 1360mL, existen estaciones auxiliares en los niveles 1040mL

y 826mL. Las aguas de la mina son bombeadas en su totalidad a la estación ubicada en el nivel 436mL, para posteriormente ser derivado a superficie.

5.2.3 Ventilación

La ventilación en el área de lixiviación no es un problema por que es posible acceder a la gran mayoría de los niveles, inclusive antes de establecer el sistema independiente de ventilación. Sin embargo se requiere incrementar el flujo de aire limpio por dos razones principales:

- Aumentar el flujo de aire en las áreas de lixiviación.
- Prevenir la contaminación que genera la niebla de ácido en los niveles inferiores de la mina.

Es muy probable que al incrementar el flujo de oxígeno en las áreas de lixiviación, favorecen al desarrollo de la oxidación.



Foto 5.1 Construcción de puertas de ventilación.

5.3 EXTRACCION Y ESTRATEGIAS DE DESARROLLO.

Como toda operación minera, Mufulira tiene recursos limitados para su continuación en el futuro. Entonces el proyecto de in-situ leaching será un complemento para la producción de cobre en el corto plazo. En un mediano o largo plazo muy probable las operaciones no serán económicas y definitivamente cerraran. Sin embargo, antes que ocurra el cierre, será necesario abrir los niveles superiores abandonadas, para acceder a las áreas con recursos potenciales para la lixiviación en las fases 2 y 3.

El exceso de la capacidad de la refinería se predice por año de producción de cobre fino:

| Año | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 |
|-----|------|-------|--------|--------|
| Tpa | 5000 | 10000 | 10,000 | 10,000 |

A partir de los datos antes mencionados de los bloques delimitados. De las características asumidas para su lixiviación, es posible convertir los recursos en toneladas tomando en cuenta las características de dilución y el proceso de recuperación.

| Recurso | Cont., Cu Tn | Recu p. | Moja do | SX_ EW | Fine Cu Tn | Block s | Tn/Blo ck |
|----------------------|-----------------|------------|------------|-----------|------------------|------------|--------------|
| Capa de oxido | 162000 | 60% | 70% | 89% | 60624 | 12 | 5032 |
| Pilares y cámaras | 387000 | 60% | 75% | 89% | 155168 | 45 | 3448 |
| Áreas rellenadas | 50000 | 80% | 80% | 89% | 28512 | 18 | 1584 |
| Tajeos Abiertos | 165000 | 60% | 75% | 89% | 66157 | 45 | 1470 |
| Total | 599000 | | | | | | 10084 |

Tabla 5.2 Eficiencia de recuperación de recursos.

La mayor cantidad de recursos como se puede ver esta en los tajeos y pilares, estas zonas son la base para la extracción de cobre por años en adelante. El plan piloto estuvo designado en una zona comprendido por capa de oxido, tajeos, pilares y tajeos rellenados. Durante la etapa de producción la mezcla de estos recursos, dependerá mayormente en la superposición vertical del material a lixiviarse. Lo mismo de las caras verticales que se mueven al este y al oeste. La capa de oxido será de gran ayuda en la primera etapa de la producción, pero será limitado en la parte este de la mina.

Existe una zona adicional para hacer lixiviación en superficie (heap leaching), actualmente esta en preparación, esta ubicada al este de la mina, que no fue minado anteriormente.

5.4 EL METODO DE LIXIVIACION Y EQUIPOS.

5.4.1 Sistema de Irrigación

La solución acida será introducida en el área de lixiviación, mediante taladros desde superficie, como también en interior mina, en zonas accesibles la irrigación será inclusive por aspersión. El sistema de taladros consta de dos redes, la línea principal en superficie y la otra extendida en los niveles superiores interior mina.



Foto 5.2 Perforación de taladros desde superficie (En ejecución 2004).

La distribución de los taladros de irrigación en superficie se diseño acuerdo a la potencia del cuerpo mineralizado, pero en zonas de 50m de ancho se requiere 5 taladros por sección espaciados a 10m y en longitud con secciones separados cada 10m y una profundidad en promedio de 100m.

En Interior mina los taladros de irrigación son perforados desde las galerías, ubicadas en la caja piso 3 taladros por sección y espaciados cada 5m, con la finalidad de obtener una buena irrigación. La dirección de los taladros varia de acuerdo a la sección, las inclinaciones oscilan -10° a $+10^{\circ}$ y con longitudes máximas de 70 a 80m.



Foto 5.3 Sistema de irrigación en interior mina (En ejecución 2004)

El buzamiento del cuerpo mineralizado y la infraestructura antigua de la mina, favorece en la colección de la solución lixiviada en la galería de la caja piso.

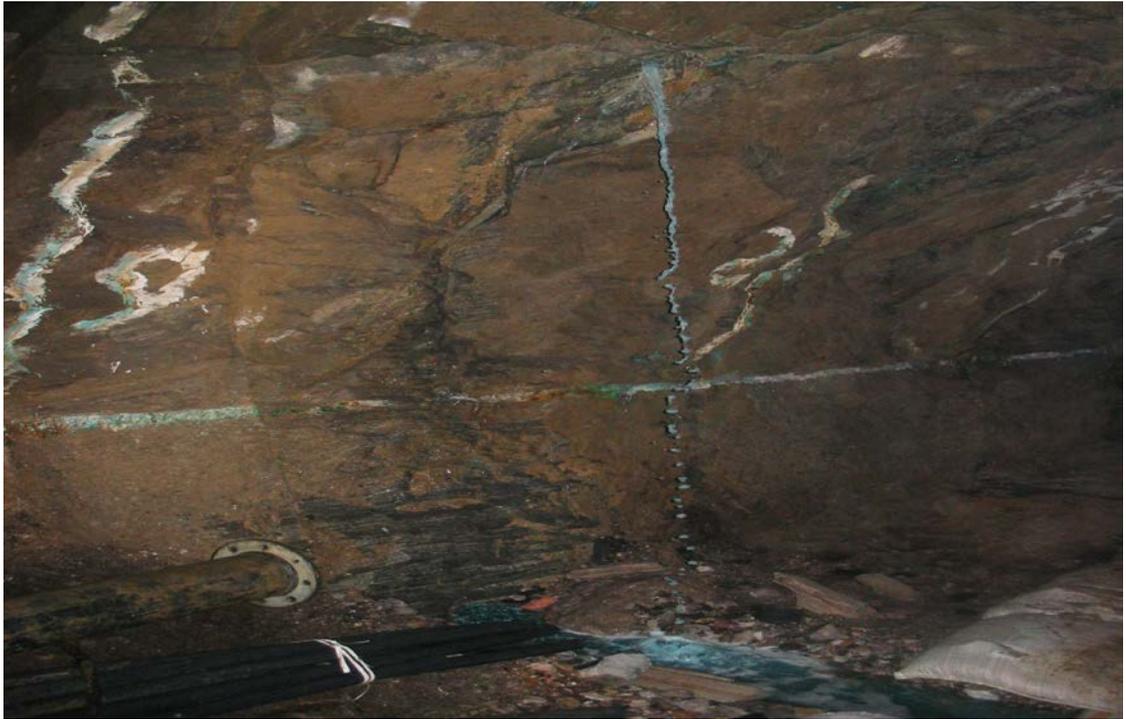


Foto 5.4 Taladros de colección en las galerías 2005



Foto 5.5 Galerías principales de colección de solución 2005

Existe la posibilidad de un acceso permanente para aumentar algunos taladros, si es necesario con el pasar del proyecto.

En los niveles superiores donde es accesible a los tajeos abandonados. Se rehabilitaron para la instalación de líneas de aspersión, los resultados fueron muy favorables, las zonas de mayor eficiencia en el proceso de lixiviación. Sabemos operativamente la dificultad de perforar en áreas fracturadas o antiguas para ello se considera un adicional de 20% en la perforación de dichos taladros.

5.4.2 Sistema de Bombeo

Podemos citar dos sistemas de bombeo uno para la irrigación y el otro para el bombeo de la solución producto de lixiviación de interior mina a superficie.

5.4.2.1 Sistema de Bombeo de irrigación

Una vez extraído el cobre de la solución (PLS) en la planta de SX. La solución remanente denominado refinado, pasa por un punto donde es añadido el ácido sulfúrico antes de ser enviado a la poza de almacenamiento. Utilizando una bomba especial de 500 m³/Hr. La solución es enviada por una red de tubería HDPE de 355mm de diámetro de alta presión 10 bares. La red de irrigación tiene una longitud de 2km. A partir de ella se derivan líneas auxiliares con tuberías de 160mm de diámetro como líneas secundarias. Luego son reducidas a 100mm de diámetro. Finalmente con tuberías de 51mm son introducidas en los taladros de irrigación desde superficie. Para una alimentación homogénea de solución por los taladros de inyección se utiliza válvulas de control, combinados con sensores que detectan el caudal de ingreso para cada taladro.

La línea principal de interior mina es reducida de 355mm a 100mm esta línea es introducida por unos taladros hasta el primer nivel principal 80mL, en donde se extiende dos líneas, una de irrigación para ese nivel y la otra continua al siguiente nivel. Este sistema se repite hasta el nivel

270MI, el último nivel de irrigación. De la misma manera el caudal es controlado por válvulas y sensores. Es de suma importancia la construcción de pozas de control de presión, en los niveles estratégicamente ubicados.

5.4.2.2 Sistema de extracción de la solución

Para recolectar la solución se estableció tres niveles principales

- a. En el primer nivel de colección 200mL, se estableció una estación de bombeo con una capacidad de 1800m³/Hr. Tres bombas con capacidades de 600m³/Hr cada una, trabajando dos de ellos alternando y una de repuesto para cualquier eventualidad. Desde este nivel la solución PLS es derivado a la poza principal de almacenamiento en superficie cuya capacidad es de 22,000m³. Es necesario la instalación de dos líneas una en operación y la otra de repuesto. Fueron construidas con tuberías de alvencus, con una capa especial antiácida, de 300 mm de diámetro y controlada con válvulas de alta presión.



Foto 5.6 Línea de retorno, tuberías de alvencus 300mm de diámetro 2004

- b. El segundo nivel principal 430mL, en este nivel se estableció la segunda estación de bombeo con una capacidad total de 900m³/Hr. Bombas con capacidades de 300m³/Hr distribuidos en forma similar que en el nivel 200mL. La estación se ubica aproximadamente a 1km hacia el este de la estación principal de bombeo de aguas de la mina. Fue diseñado para bombear la solución que no es posible colectar en el nivel 200mL y lógicamente la lixiviación que ocurre por encima del nivel 430mL. Se deriva la solución a la estación del nivel 200mL.
- c. En el nivel 500mL esta la tercera estación, que trabaja por ahora en función de la solución que no es posible colectar en el nivel 430mL. Cuenta con la capacidad de dos bombas de 120m³/Hr cada uno, estas bombas son sumergibles. La solución es derivada a la estación del nivel 430mL.
- d. Existen también 4 estaciones auxiliares ubicadas en niveles intermedios, pero están ubicados cerca al pique N° 7 para evitar contaminar las aguas de la mina y a si evitar inconvenientes a las actuales operaciones de producción de la mina.



Foto 5.7 Puntos de colección y monitoreo PLS 2 a 3 gpl. 2005



Foto 5.8 Estación de bombeo nivel 200, capacidad 600 m³/Hr. 2004



Foto 5.9 Estación de bombeo terminado 2005

5.5 MANEJO DE SOLUCIONES.

Los problemas mayores que se relacionan con el manejo de las soluciones en las operaciones de lixiviación en la mina son:

1. Distribución eficaz de la solución dentro de las áreas de minado.
2. Controlar la solución en el área mineralizada.
3. Desarrollo y mantenimiento en la inyección de la solución y la capacidad de recuperación.

Elementos principales que se requieren para una línea de irrigación y colección:

1. La planta de SX (Refinado) y la estación de bombeo.
2. Una buena instalación de tubería de irrigación en superficie y los taladros en la mina.
3. Almacenamiento extra para la solución de PLS, con capacidad para algunos días y conectados a las estaciones principales.
4. Una ubicación estratégica de las estaciones entre los niveles superiores y el nivel base inferior.
5. Instalación de la línea principal de bombeo de retorno de la solución para luego ser almacenada en la poza principal en superficie.

El área actual de producción esta ubicado dentro de la hidrogeología regional. Es poco probable que las filtraciones de las aguas de lluvia puedan diluir la solución de lixiviación.

Del mismo modo la solución de lixiviación puedan filtrar y mezclarse con las aguas de la mina en los niveles inferiores.

5.6 SERVICIOS AUXILIARES & SUMINISTROS

Los principales servicios que se requieren para las operaciones en la mina son:

1. El aire comprimido, en la etapa inicial es necesario, para realizar las labores de preparación galerías, chimeneas, rehabilitación, nuevos accesos, etc.
2. Energía, este recurso es muy importante para las operaciones de lixiviación. Para el funcionamiento de los diferentes equipos en la mina como son; motores de las bombas, bombas auxiliares, ventiladores, para realizar trabajos diversos como soldaduras, unión de tuberías, etc.
3. Agua, para trabajos de preparación, galerías nuevas.
4. Ventilación, es necesario implementar de acuerdo a las necesidades, en nuestro caso fue necesario implementar una línea independiente.

Los servicios de terceros y suministro de equipos que se necesitan para las operaciones de In-situ leaching son:

1. Contratistas, para la perforación de taladros, rehabilitación, construcción e instalación de las estaciones de bombeo, etc.
2. Ácido sulfúrico, permanente suministro y mantener un stock.
3. Tuberías de acero, principalmente en las estaciones de bombeo, para trabajar a una presión de 50 bares y con diferentes diámetros según el diseño.
4. Tuberías de HDPE, de la misma manera en los niveles de irrigación, superficie, es económico usar estas tuberías.
5. Válvulas, bombas resistentes al ácido, definitivamente estos equipos tiene que estar contruidos de acero.

5.7 RECURSOS HUMANOS

Definitivamente cantidad de personas que se necesitan, para las operaciones de In-situ leaching es mucho menor en comparación con el sistema convencional, la productividad es mayor.

Para las labores de preparación, rehabilitación, perforación de taladros, etc. Terceros.

En la etapa inicial del proyecto trabajaron cerca a 500 personas distribuidas en diferentes contratas y tipos de trabajo. Sin embargo, cuando se estableció las operaciones quedaron solo 120 trabajadores, entre operadores de bombas, electricistas, mecánicos de bombas, personal de monitoreo y supervisión. Otra de las ventajas, Mufulira cuenta con una extensa experiencia en el bombeo de las aguas subterráneas, como su mantenimiento y equipos de servicio.



Foto 5.10 EL equipo de trabajo, in-situ leaching 2005

5.8 CRONOGRAMA DE DESARROLLO DEL PROYECTO

El área de mina fue responsable por las siguientes operaciones.

1. Rehabilitación de las áreas abandonadas
2. Diseño e implementación del sistema de ventilación
3. Diseño e implementación del proyecto piloto
4. Mejoramiento de recursos estimados.
5. Supervisión a los terceros en los trabajos en la mina.
6. Monitoreo constante de las filtraciones de la solución.

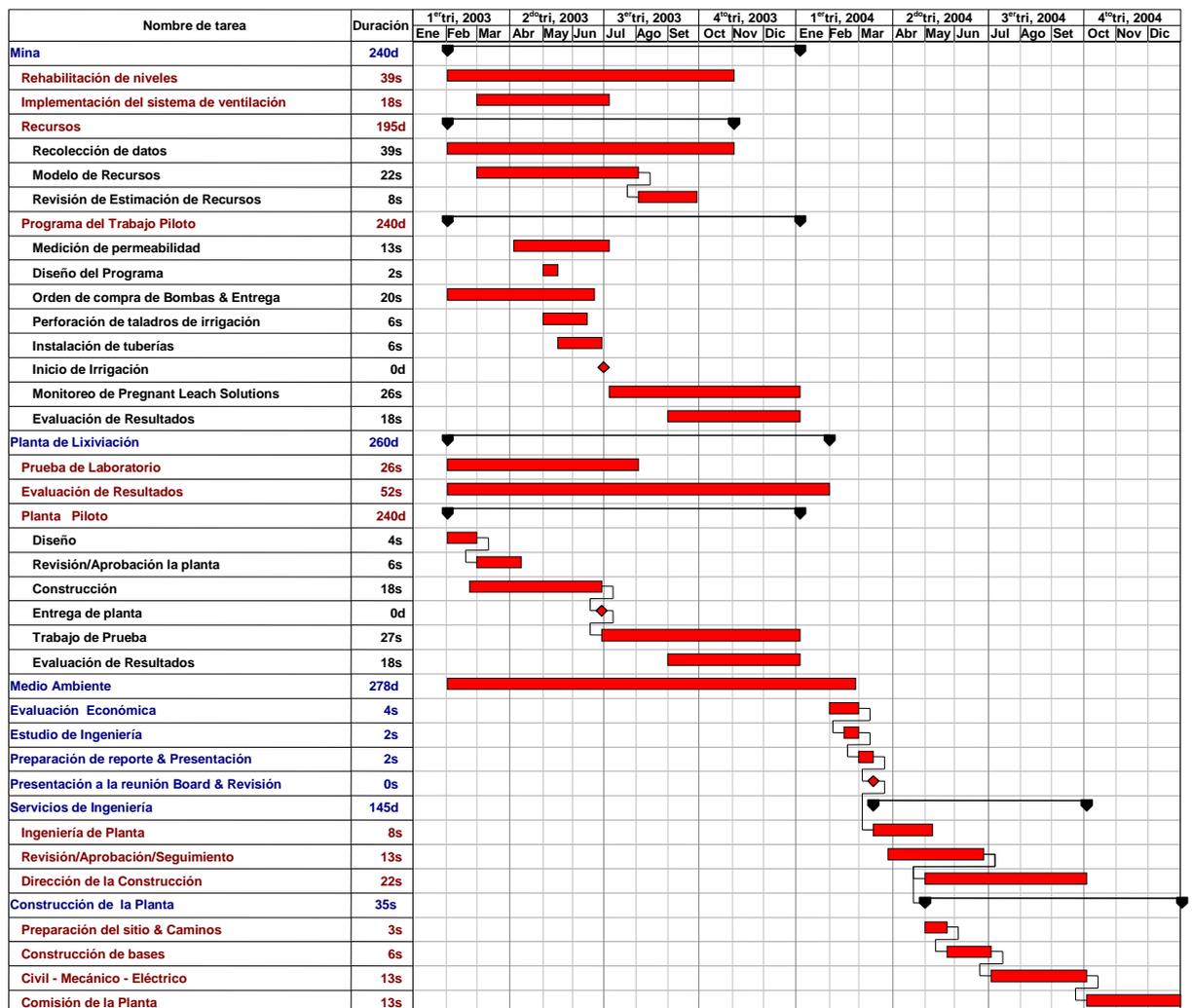


Tabla 5.3 Cronograma de ejecución del proyecto.

Simultáneamente, las tareas principales para el departamento de ingeniería fueron:

1. Diseñar e implementar el sistema de irrigación.
2. Diseñar y construir la planta de metalurgia para extracción del cobre.

Los resultados del plan piloto estuvieron para la presentación del proyecto a la alta gerencia que se realiza dos veces por año, en este caso a finales del 2003 e inicios del 2004. Durante los primeros 6 meses del 2004 se culminó con la construcción de la planta en este mismo periodo el área de lixiviación en la mina estuvo en condiciones de alimentar a la planta.

5.9 EL COSTO ESTIMADO PLAN PILOTO

5.9.1 Capital de inversión

El capital de inversión para el plan piloto en la mina fue en el orden de 3.3 millones de dólares en el año 2004. Un adicional de 1 millón de dólares en el año 2005.

Tabla 5.4 Trabajos en Mina

| Reha.Pique No 2 a 140mL | Unidades | \$/tn | Total \$ |
|------------------------------------|-----------------|--------------|-----------------|
| Desquinche | 200 | 200 | 40,000 |
| Rehab.Euipos/escaleras/líneas | 100 | 200 | 20,000 |
| Aire/Agua/Energía 4 niveles a 600m | 2400 | 75 | 180,000 |
| Desquinche en le nivel | 200 | 200 | 40,000 |
| | | Total | 281,500 |
| Sistema de ventilación | | | |
| Ubicación y rehabilitación | 350 | 125 | 43,750 |
| Ventiladores auxiliares | 3 | 7500 | 22,500 |
| | | Total | 66,250 |
| Línea de Irrigación | | | |
| Bombas 200m ³ /Hr | 6 | 15,000 | 90,000 |

| | | | |
|--|--------|--------------|------------------|
| Línea de tubería en el Pique | 350 | 40 | 14,000 |
| Líneas a la mina | | | 20,000 |
| Bombas en superficie/SX-EW | 2 | 15,000 | 30,000 |
| Tubería en superficie | | | 10,000 |
| Bombas para irrigación | 2 | 15000 | 30,000 |
| | | Total | 194,000 |
| Suministro de energía | | Total | 248,262 |
| Perforación de taladros de irrigación | | | |
| Capa de oxido 100m | 2500 | 30 | 75,000 |
| Tajeos 100m | 1400 | 50 | 70,000 |
| Tajeos rellenados | 1400 | 30 | 42,000 |
| Tuberías/ Válvulas | 10,600 | 20 | 212,000 |
| Instalación de tuberías | | | 53,000 |
| Compra de ácido | 10,000 | 145 | 1'450,000 |
| | | Total | 1'902,000 |
| Consumo de energía | | | 113,500 |
| Otros | | | 466,750 |
| Total del plan piloto | | | 3'272,262 |
| Gastos administrativos | | | |
| Equipo de operación | | | 330,000 |

5.9.2 Costo de operación

El costo de operación proyectado fue en el orden 20c/lb. Pero se incremento a en un 30% durante la ejecución del proyecto. El consumo de ácido es un factor muy preponderante en la operación de in-situ leaching.

| Actividades | US\$c / lb. |
|---|--------------------|
| In-situ Leaching | |
| Perforación- Rehabilitación-Desarrollo | 2 |
| Línea de Irrigación, tuberías-bombas C | 5 |
| Consumo de ácido 2Tn acid:1Tn Cu \$145/Tn | 13 |
| Total | 20 |

El costo de consumo de ácido puede ser reducido en un rango de 5 c/lb. a 7 c/lb. Cuando la planta de ácido entra en operación.

CAPITULO VI

6.0 EVALUACION METALURGICA

6.0.1 TRABAJO PILOTO

Se realizo un programa de pruebas de laboratorio, con las muestras tomadas de la mina por parte de MCM Plc y la compañía Alfred Knight (Zambia) Ltd. La prueba consistió almacenar estas muestras en columnas, donde se simulo la lixiviación con ácido sulfúrico, estos resultados fueron favorables para establecer los datos metalúrgicos, como requisitos principales para el inicio de este proyecto. Los datos metalúrgicos que se requieren son:

- Características químicas, promedio de leyes, la relación de cobre con respecto a tamaño de granos, contenido de cloritas, sílice, hierro y otras impurezas.
- Características físicas de mineral, gravedad especifica, humedad natural, densidad bula (ángulo de reposo y el índice de trabajo por heap leaching)
- PH para lixiviar y la dosificación del ácido.
- El índice de disolución del cobre.

Originalmente estas pruebas fueron usadas en heap leaching del oro. Ahora es usado para la lixiviación del cobre. Se determino algunas variaciones en: Dosificación de ácido, tiempo.



Foto 6.1 Pruebas en laboratorio 2003



Foto 6.2 Pruebas de laboratorio 2003



Foto 6.3 Pruebas de laboratorio por la parte superior 2003

El periodo de tiempo y dosificación de la solución de cobre por obtener, debe ser medido para diferentes tamaños y rangos de las muestras tomadas de las áreas propuestas.

Los resultados de la prueba realizada en la columna son favorables, con respecto al consumo de ácido y la recuperación de cobre, inclusive por encima de lo esperado de 3gpl Cu. Las muestras se tomaron de los cruceros de limpieza, muestras con leyes altas de los niveles superiores. En consecuencia los cálculos preliminares se han desarrollado tomando como referencia un grado de 4gpl Cu.

6.1 PROCESO DE LIXIVIACION

Los recursos de la mina son lixiviados utilizando solución diluida pobre de ácido sulfúrico. La solución para lixiviar es elaborada en superficie a la concentración deseada, con una estimación de PH de 1.0 a 1.9. La solución

que fluye desde la planta de SX, proveerá la base para preparar la solución. Se adiciona el ácido sulfúrico con una concentración de 96% a 98% hasta lograr el nivel de PH y luego será derivado a la mina.

La solución fluirá por gravedad a las áreas de lixiviación en la mina. Es necesario proveer bombas auxiliares para cualquier eventualidad. La solución será distribuida por una línea principal, conectados a los taladros con tuberías en las diferentes zonas. La solución producto de la lixiviación de los niveles superiores fluirá a un nivel de colección, el cual contendrá cobre disuelto que es denominado "pregnant liqued solution". Por el sistema de bombeo será derivado a superficie, para ser almacenado en la poza principal en superficie. Finalmente, una bomba instalado adyacente a la poza proveerá "Pregnant liqued solution" PLS a la planta de SX. En donde se realizara el proceso de extracción del cobre. La solución remanente será mezclado con ácido para luego ser enviado a la mina y a si continuar con el ciclo del proceso de lixiviación.

6.2 OPERACIONES CRÍTICAS

El elemento principal para la lixiviación en la mina es el suministro de ácido. Se necesita el ácido en gran volumen para el proceso de lixiviación, pero el uso en exceso tendrá influencia en el costo de la operación. Parte del ácido es reciclado del proceso pero también es consumido por material ganga.

| Parámetros | Unidades | Bajo | Medio | Alto |
|----------------------|---------------|---------|-----------|-----------|
| Factor & ácido | Tn/Tn de Cu | 1.75 | 2.00 | 3.00 |
| Precio de ácido | \$/Tn ácido | 45 | 145 | 175 |
| Costo operativo | \$/Tn Cu fino | 44 | 230 | 435 |
| Costo operativo | c/lb cu | 2 | 10 | 20 |
| Consumo | Tn/año | 17500 | 20000 | 30000 |
| Costo total de ácido | \$/año | 787,500 | 2'900,000 | 5'250,000 |

Cuadro 6.1 Costo de ácido & Factor de consumo.

El costo de ácido se podrá reducir, solamente si el proyecto de la planta de ácido sea ejecutado. En la actualidad MCM Plc no captura el ácido producido en el proceso de fundición de cobre, pero si captura las emisiones de ácido sulfúrico como indica según las regulaciones de Zambia. Cuando In-situ leaching mantenga una producción de 50,000 Tpa es posible ahorrar \$10'000,000 por año, si es suministrado por la planta de ácido. Con una inversión de \$45'000,000 se construirá la planta de 700tpd.

CAPITULO VII

7.0 HIDROMETALURGIA PLANTA SX-EW

7.0.1 INTRODUCCION

El método de extracción de metales desde soluciones acidas diluidas se conoce como solvent extracción SX. Es un método convencional que es utilizado en la hidrometalurgia. Esta tecnología también es muy utilizada para extraer el cobre de los minerales procedentes de minas subterráneas o superficiales. Expuesto en líneas arriba, se propone usar este método para el proyecto de in-situ leaching. La planta de Electrowinning EW, es la parte complementaria de este proceso de recuperación de cobre de las soluciones provenientes de la planta SX. En general es la etapa final del proceso para la obtención del cobre.

7.1 LA PLANTA SX

La planta de SX fue diseñado para tratar la solución proveniente de in-situ leaching, con un contenido de 4gpl de Cu. Una estimación conservadora a partir de los recursos estimados en el área de lixiviación. Como referencia de las operaciones de lixiviación alrededor del mundo alcanzan menores que 1 gpl a 4gpl de nuestro caso. Esta planta fue diseñada para una producción de 10,000 tpa de cobre fino. La mina deberá alimentar un flujo de 317m³/Hr como mínimo de solución. Adyacente a la planta existe una poza de almacenamiento con un capacidad de un día de producción de 7,600m³.

Esta planta cuenta con dos tanques mezcladoras para la extracción y un tanque separador. Las dimensiones de los tanques son 21.5m por 8.4m, la distribución de estas contribuirá para una recuperación de 90% de cobre y una producción de 45gpl de solución que será transferida a la planta de electro-winning. En la planta de SX el cobre es extraído por una solución

miscible que contiene una sustancia química especial de extracción. La sustancia mezclada con la parafina se denomina la “Solución Orgánica”.

La solución orgánica es mezclada con PLS, para una extracción conveniente se requiere dos etapas, configurados en serie.

Bajo estas condiciones, el cobre en solución se traslada a la fase electrolítica dejando la solución orgánica para su retorno a la planta de SX.

7.2 LA PLANTA EW

La casa de tanques No 3 de la refinería será utilizado para la obtención del cobre a partir de los electrolitos transferidos de la planta SX.

Actualmente la refinería utiliza 3 ½ de la casa de tanques para sostener la producción de 170,000 tpa de cobre fino.

La distribución de tanques:

| | Condición | Capacidad |
|-------------------|--------------------------|------------------|
| Casa de tanques 1 | Buena | 55,000 tpa Cu |
| Casa de tanques 2 | Rehabilitación 2004/2005 | 55,000 tpa Cu |
| Casa de tanques 3 | Buena | 55,000 tpa Cu |
| Casa de tanques 4 | Rehabilitación 2003/2004 | 90,000 tpa Cu |

Tabla: 7.1 Casa de tanques, condiciones al inicio del proyecto.

La casa de tanques No 2 se rehabilito para proporcionar la capacidad adicional para el proyecto de in-situ leaching. Durante los años 2004 y 2005 se llevo a cabo la rehabilitación.

7.3 MANO DE OBRA

La cantidad de personas que se necesitan para operar la planta de SX es sustancialmente poco, para tres guardias por día y 365 días al año, un total de 15 personas exclusivamente para la planta SX. Adicionalmente 30 personas en la planta de EW.

7.4 COSTO ESTIMADO

El establecimiento de la planta SX y puesta en operación asciende aproximadamente a un monto de 4.6 Millones de dólares.

| Área | Unidades | \$ |
|--------------------------|-----------------|-----------|
| Planta SX | | 1'165,000 |
| Rehabilitación. EW | | 1'200,000 |
| Reactivos | \$65/tn cu fino | 765,000 |
| Costo de Operación SX-EW | 10cc/lb. | 1'440,000 |
| Total | | 4'570,000 |

Tabla 7.2 Inversión en la planta SX

Los principales puntos considerados para la construcción de la planta SX:

- Movimiento de tierras para la construcción de la poza de almacenamiento.
- Instalación de la membrana en la poza de almacenamiento.
- Disponibilidad del almacenamiento del ácido.
- Bombas y línea de tuberías.
- Tanques y reactivos.



Foto 7.1 Construcción de la poza de almacenamiento 22,000m³



Foto 7.2 La poza de almacenamiento en operación 2006



Foto 7.3 La línea de retorno en operación, 570m³/Hr 2006

De la misma manera los elementos principales para la rehabilitación de la Planta de EW.

- Rectificadores y transferidos de segunda mano, provenientes de la planta de Nkana.
- Ánodos de Plomo.

Aproximadamente con una inversión de 9 millones de dólares en la refinería, se garantizara la producción de 50,000Tpa de cobre fino.

| Área | \$ |
|---|-----------|
| Rehabilitación de la casa de tanques No 2 | 2,000,000 |
| Transformador | 1,000,000 |
| Reemplazar 21,254 ánodos, 170 Kg. /ánodo, 3,613 TN. | 5,419,000 |
| Barras de soporte | 470,000 |
| Total | 8'890,000 |

Tabla 7.3 Inversión en la planta EW

7.5 TRABAJO PROGRAMADO

El trabajo programado para la construcción de la planta de SX.

- Pruebas de laboratorio.
- Diseño y construcción de la planta piloto.
- Proveer información a partir de la planta piloto el diseño de la planta SX-EW para siguientes etapas de 25,000 tpa y 50,000 tpa de cobre fino.

CAPITULO VIII

8.0 EVALUACION AMBIENTAL

8.0.1 Operaciones en Mina

Las preocupaciones más álgidas respecto al impacto en el medio ambiente de las operaciones de in-situ leaching son:

- La pérdida de soluciones.
- La posible degradación de las aguas subterráneas.

El control total de la solución posiblemente sea muy difícil de lograr. Por ejemplo, existe la posibilidad que podría filtrar a lo largo del contacto de la caja piso y evitando ser recolectado en las galerías en los niveles inferiores. Sin embargo es poco probable que este pudiera pasar por las siguientes razones:

- Una distribución muy cercana de drawpoints y la existencia de muchos niveles en el área de lixiviación.
- La existencia del pilar de seguridad.
- Existencia de sub-niveles por debajo del pilar de seguridad.

Sin embargo, es necesario establecer más allá de alguna duda razonable, un sistema de monitorio que se debe establecer para el control.

Por otro lado, desde la estación principal de 436mL se derivan dos calidades de agua a superficie, una parte domestica y la otra industrial. El mayor volumen del agua industrial proviene de los niveles inferiores de la mina respecto a los niveles superiores. El agua domestica en su totalidad es proveniente de la parte oeste de la mina, inclusive su colección es mediante

una línea de tubería para evitar contaminación, producto de la lixiviación al este de la mina.

En el caso extremo de rotura de la línea de bombeo, existe una serie de pozas de almacenamiento en los diferentes niveles con capacidad para algunos días. Con respecto al grado de acidez, el PH es cercano a 1.5 (aproximadamente 15 gr. por litro). Este grado de ácido es clasificado como diluida, se compara por ejemplo con la coca cola el cual tiene un PH de 2.6. El grado de contenido de cobre este aproximadamente de 3 a 4 gpl de Cu con un PH de 2.0 a 2.4

Es necesario establecer un sistema de monitorio, para controlar la calidad de agua de la mina priorizando el área de lixiviación antes de iniciar las operaciones de in-situ leaching. Para controlar el derrame de soluciones, por rotura de tuberías o problemas de otra índole.

El tema de salud ocupacional también es determinante, podemos citar como la generación de calor y la formación de nieblas de ácido dentro de las operaciones, muy probable estas surgirán. Pero con un sistema independiente de ventilación se puede controlar estas condiciones en el proceso. Además el monitoreo sistemático, ayudara a controlar la calidad del aire en el flujo de ventilación, tanto en la zona como adyacentes. Será supervisado por el departamento de ventilación de la mina.

Cuando definitivamente la mina cierre las operaciones de lixiviación existe un plan de neutralización es decir un lavado del área o la masa rocosa. De la misma manera las pozas de almacenamiento deben quedar vacíos y complementado con un programa de monitoreo para verificar su neutralización.

8.0.2 Operaciones en Superficie

Las pozas de almacenamiento y las líneas de irrigación como de retorno deben ser inspeccionados diariamente, para detectar a tiempo los posibles derrames o fugas, el cual puede contaminar los suelos cercanos e instalaciones. Es de suma importancia el monitoreo de los taladros y piques ubicados adyacentes a las pozas de almacenamiento de PLS y refinado para ubicar alguna filtración o derrame.

De la misma manera la presencia de niebla en la planta de EW debe ser monitoreada y tomar las medidas correctivas para proteger a los trabajadores.

Para mayor seguridad de la aprobación del proyecto por el Concejo Ambiental de Zambia (ECZ) y la obtención de permiso para las operaciones de Departamento de Seguridad de Minas (MSD), fue necesario presentar el control de operaciones, contingencias, cierre y estrategias después de cierre. Que fue incluida en el plan de manejo del medio ambiente de la mina Mufulira.

8.1 AGUAS SUBTERRANEAS.

8.1.1 Monitoreo aguas subterráneas

Las características de las aguas subterráneas y el sistema de monitoreo deben estar establecidas en 6 meses antes del inicio del proyecto. La calidad y el caudal del agua en el sistema de drenaje en todos los niveles de la mina tendrán que ser monitoreadas cada mes, como también el agua domestico. Los parámetros que se controlan son: PH, conductividad, contenido de cobre, sólidos en disolución.

8.1.2 Monitoreo del proyecto

Mientras en el proyecto en si el monitoreo es a diario para controlar los diversos parámetros, que servirán para controlar las operaciones en los diferentes puntos de la red de lixiviación.

Se estima un costo en el monitoreo de las aguas subterráneas.

| Actividad | \$ |
|--|-----------|
| Agua de mina \$/mes | 2,750 |
| Análisis del agua de mina (AH Knight) - \$/mes | 2,400 |
| Costo total mes | 5,150 |
| Costo Anual | 61,800 |

Tabla 8.1 Costo de Monitoreo de agua.

CAPITULO IX

9.0 RIESGOS TECNICOS Y OPORTUNIDADES

En cualquier proyecto que requiere de inversión, es importante para los representantes del proyecto, en este caso MCM Plc, compartir los riesgos técnicos y oportunidades potenciales para los inversionistas sean conscientes de una posible caída del proyecto.

Las áreas principales de riesgo son:

1. Estimación de recursos.
2. Performance de lixiviación.
 - Eficiencia en la percolación.
 - Grado de lixiviación.
3. Consumo de ácido.
4. Adición excesiva de aguas subterráneas.
5. Perdida de solución.
6. Interrupciones en el suministro del ácido.

Estos son los probables riesgos técnicos en el análisis económico.

9.0.1 RESERVAS

La estimación de reservas obtenidas esta basado en los archivos antiguos en lugar de obtener físicamente. Es necesario realizar un programa de muestreo para reducir el nivel de riesgo. El objetivo principal del programa será determinar el nivel de dilución en los tajeos originados desde el contacto de la caja techo y el material proveniente del contacto entre los cuerpos.

9.0.2 PERFORMANCE DE LIXIVIACION

La performance de lixiviación esta directamente relacionado con la eficiencia de percolación y la facilidad de humedecer el material. Dado la disponibilidad de recursos dentro de los tajeos abandonados y la necesidad de perforar en zonas fragmentadas, será imposible irrigar en los recursos al 100%. Es bien sabido si el recurso no es irrigado, el proceso de lixiviación no puede iniciarse. Las estimaciones de la recuperación de recursos es limitado lógicamente, esto podría afectar la recuperación total del cobre residual.

Otro parámetro importante desde el punto de vista económico es la eficiencia de lixiviación, el índice de recuperación fue proyectado en un periodo de un año o posiblemente mayor. Si la lixiviación es lenta entonces hay la necesidad de abrir mas bloques, con la finalidad de alimentar la planta.

Los resultados fueron establecidos por las pruebas establecidas en la mina. Las dimensiones establecidas para esta prueba fueron lo suficiente grande para cubrir cualquier variación probable de propiedades de lixiviación.

9.0.3 CONSUMO DE ÁCIDO

La relación que esta establecida para el consumo de ácido es 2 tn de ácido por una tonelada de Cobre. Actualmente se adquiere a \$ 145 la tonelada entregado en nuestros almacenes. Existe un riesgo de incremento del 50% en el precio. Es muy importante establecer el consumo de ácido para la lixiviación durante el programa de plan piloto.

9.0.4 PERDIDA DE SOLUCIONES

La pérdida de soluciones en la línea de irrigación, la formación de grandes cataratas o deficiencia en la colección de la solución en los niveles proyectados.

- Incremento en el costo operativo por la pérdida de ácido
- Baja recuperación de cobre.
- Efectos adversos en el medio ambiente

Como referencia otras operaciones subterráneas de lixiviación han sufrido pérdidas significativas de solución, pero en diferentes circunstancias. Es poco probable la pérdida de soluciones en el área designado en Mufulira, la impermeabilidad de la roca de la caja piso es una de las ventajas, pero cabe la posibilidad mínima de filtrar por debajo de los niveles inferiores de la mina. El costo de estas pérdidas y efectos medioambientales fueron considerados en la evaluación económica.

9.0.5 ADICION DE AGUAS SUBTERRANEAS A LA SOLUCION

Existe la posibilidad muy grande que las soluciones pueden ser diluidas por aguas subterráneas originadas desde superficie durante las estaciones de lluvia.

Consecuencias de este riesgo.

- Dilución de las soluciones producto de la lixiviación
- Requiere incrementar agentes neutralizantes a la solución.
- Pérdida de ácido y cobre.

Otro factor es el tiempo de la filtración de las aguas de lluvia en las operaciones de lixiviación.

9.0.6 CONTAMINACION DEL SISTEMA DRENAJE ACTUAL DE LA MINA

La contaminación del sistema de drenaje podría ocasionar daños en las bombas y el sistema de bombeo. La reparación del sistema podría ser muy costosa e interrumpir las operaciones en la mina.

9.0.7 INTERRUPCION EN EL SUMINISTRO DE ÁCIDO

En el máximo nivel proyectado de 50,000 tpa de producción y la relación de consumo de 2 tn de ácido por 1 tn de cobre, se necesitaran 100,000 tpa de ácido, dicho de otra manera 20 tn por hora que se recibirá en la mina. Las interrupciones de esta logística podrían ocurrir por motivos menores como problemas en transporte, tardanzas en las fronteras.

9.2 OPORTUNIDAD TECNICA

La razón principal del proyecto de lixiviación ha sido recuperar los recursos de óxidos y en parte los sulfuros que están en proceso de oxidación desde mucho tiempo atrás.



Foto 9.1 Oportunidad de recuperar el cobre residual en labores antiguas 2005

CAPITULO X

10 CONCLUSIONES

- La evaluación técnica y económica en el capítulo III nos muestra los márgenes positivos del proyecto inclusive de acondicionar a factores externos como el precio de cobre y ácido.

COSTO DE ÁCIDO

| COSTO DE ÁCIDO | COSTO OPERATIVO | VAN | TIR | TIEMPO DE RETORNO |
|----------------|-----------------|------|-----|-------------------|
| US\$/t | US\$/lb | US\$ | % | meses |
| 152 | 0.41 | 7497 | 73% | 13 |

PRECIO DE COBRE

| PRECIO DEL COBRE | | VAN | TIR | TIEMPO DE RETORNO |
|------------------|--------|---------|-----|-------------------|
| US\$/lb | US\$/t | US\$ | % | meses |
| 0.85 | 1874 | 7497.25 | 73% | 13 |

CONSUMO DE ÁCIDO

| CONSUMO DE ÁCIDO | | COSTO OPERATIVO | VAN | TIR | TIEMPO DE RETORNO |
|------------------|--|-----------------|------|-----|-------------------|
| t Ácido/ t Cu | | US\$/t | US\$ | % | meses |
| 3.50 | | 901 | 7497 | 73% | 13 |

- En muchas minas subterráneas existe cobre residual, como consecuencia de una baja recuperación por los métodos convencionales. Cabe la posibilidad de recuperar en su totalidad por in-situ leaching, es una buena alternativa para recuperar estos recursos.

- La mina de Mufulira es un caso muy especial que reúne condiciones favorables y únicas para la aplicación de este sistema, condiciones como; geológicas, reservas, ubicación y otros.
- El precio de cobre es un efecto externo que afecta en mayor grado a las operaciones convencionales en comparación del método a utilizarse en el proyecto.
- Uno de los riesgos con mayor amenaza será el suministro de ácido, pero los resultados favorables del plan piloto, aceleraron la ejecución del proyecto de planta de ácido.
- La decisión que tomo Mopani por ejecutar el proyecto de in-situ leaching fue sin duda una de las decisiones mas acertadas. Los resultados económicos serán muy favorables en mediano y largo plazo para la corporación. Muy probablemente la inversión se recuperara en un tiempo menor al estimado. Pero también favorecerá para continuar las siguientes fases del proyecto.

CAPITULO XI

11 RECOMENDACIONES

- Se recomienda establecer un sistema de emergencia para una posible contaminación de las aguas subterráneas de la mina, como consecuencia de pérdida de energía o falla en el sistema de bombeo. Sin embargo este riesgo puede ser controlado con la construcción de pozas de emergencia y un sistema de monitoreo. Las pozas deben estar ubicadas estratégicamente para almacenar varios días de producción.
- El consumo de ácido deberá ser controlado sistemáticamente tanto en la mina como en superficie, por que es uno de los componentes de mayor efecto en el costo operativo del proyecto. Los parámetros de control por parte de la mina, están en función de los resultados del monitoreo sistemático en los diversos puntos del área del proyecto.
- Se recomienda el desarrollo del proyecto en etapas con la finalidad de obtener información complementaria para tomar correcciones o decisiones en el desarrollo del proyecto.
- Una estrategia puede estar focalizado en la recuperación de metal residual aprovechando las instalaciones existentes, pero sin dejar o interrumpir las operaciones actuales de lado.
- Se recomienda evaluar proyectos en minas con similares características, inclusive para diferentes tipos de metal que podemos encontrar en nuestras minas en el Perú. Es una oportunidad para incrementar la producción y en consecuencia el aumento de ingresos.

CAPITULO XII

12 BIBLIOGRAFIA

- Rene Cornejo y Marita Chang.: Apuntes de Matemáticas Financieras ESAN 2006.
- Guillermo Baca.: 4to Edición Ingeniería Económica. Fondo Educativo Panamericano: Colombia 1996.
- Leland T. Blank y Anthony J. Tarquin.: Ingeniería Económica Ed. McGraw-Hill 3ra edición Colombia 1992.
- R. Neller, J. Sandy y V. Oliver.: Rehabilitación después del desastre de 1970, publicación anual 1974 de la división de la mina Mufulira.
- Informe Tecnico.: Mine Safety Department (MSD) of Zambia.
- Informe Técnico.: Environmental Council of Zambia.
- Robert W. Bartlett.: Leaching and Fluid Recovery of Materials, second edition
- C.K. Gupta, T.K. Mukherjee. Hydrometallurgy in Extraction Processes volumen I
- Manual de Polyolefin. Petzetakis África, Industria de Tuberías HDPE
- Manual TTV. Válvulas de Mariposa.
- Visita técnica Efectuado a la Mina San Manuel
- Registros antiguos de la Mina Mufulira Departamento Técnico.

- Paginas Web de Internet
 1. www.apoyo.com/analisis/mercado
 2. www.codelco.com/memoria
 3. www.lme.co.uk/copper.asp London Metal Exchange Copper