

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y

METALÚRGICA



“MEJORAMIENTO DE PROCESOS OPERATIVOS EN

PROYECTO ANABI – CUSCO Y APURIMAC”

INFORME DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR:
WILMER LUIS RUIZ ALVAREZ**

ASESOR:

ING. AUGUSTO TEVES ROJAS

**LIMA - PERÚ
2014**

AGRADECIMIENTO

Agradezco a todos los profesionales docentes, que gracias a ellos hemos podido alcanzar nuestras metas profesionales.

DEDICATORIA

Se lo dedico a mi madre Chelita por estar siempre conmigo apoyándome en cada momento, por ser el motor inspirador que me empuja a seguir adelante.

RESUMEN

Las explotaciones mineras en su mayoría presentan operaciones muy dinámicas por factores variables no controlables como la variación de los precios de los metales, variación en precios de insumos, etc. Esto es, un material que puede ser considerado mineral ahora, puede no serlo en el futuro; o viceversa, un material marginal que no es rentable en la actualidad, puede serlo en un futuro, ya sea por incremento de precios de los metales, reducción de costos operativos o la mejora de los procesos mineros.

Actualmente en nuestra operación superficial de mediana envergadura que está en la etapa final de la explotación, se han presentado situaciones que amerita hacer ciertas variaciones en algunas de sus actividades actuales, variaciones como modificar la altura de banco y eliminar la perforación y voladura en ciertas zonas.

Por otro lado, se plantea la alternativa para el caleo de mineral en el PAD cambiando de la situación manual actual por la sistematización del mismo. También se hace un análisis del cálculo con el que se valoriza el transporte de material.

ABSTRACT

Mining operations are mostly very dynamic operations by non-controllable variable factor such as variation in the prices of metals, variation in prices of inputs, etc. That is, a material that can be considered now, mineral may not be in the future; or viceversa, a marginal material that is not profitable today, can be in the future, either by rise in metals price, reduction of operating costs, or the improvement of the mining process.

Currently in our surface operation of medium-sized which is in the final stage of exploitation, there have been situation that deserves to make certain changes in some of its current activites, variations such as modify the height of bench and remove the drilling and blasting in certain areas.

On the other hand, arises the alternative for the chalking of ore in the PAD changing of the current manual for the systematization of the same. An analysis of the calculation which the transport of material is valued is also.

INDICE

INTRODUCCIÓN

CAPÍTULO I: GEOLOGIA	1
1.1 Geomorfología	1
1.2 Geología regional	1
1.3 Estratigrafía	2
1.4 Geología local	4
1.5 Geoestructuras	5
1.6 Geología económica	6
CAPÍTULO II: MINADO	7
2.1 Introducción	7
2.2 Perforación	8
- Fundamento	8
- Parámetros actuales de perforación	10
- Cuestionamiento	12
- Alternativa de perforación y muestreo	13

- Evaluación	13
2.3 Altura de banco	14
- Fundamento	14
- Diseño actual de banco	15
- Cuestionamiento	16
- Alternativa de diseño de banco	17
- Evaluación de la alternativa de diseño	18
2.4 Carguío y transporte	20
- Fundamento	20
- Equipos actuales de carguío	21
- Equipos actuales de transporte	22
- Análisis de tarifas	23
2.5 Diseño y planeamiento, consideraciones	33
- Fundamento	33
- Aplicación de la geología en el diseño	34
- Modelamiento geológico	35
- Modelamiento geotécnico	36
- Optimización de Pits	37
- Análisis económico	38
CAPÍTULO III: PAD	39
3.1 Introducción	39

3.2	Caleo de mineral	40
-	Fundamento	40
-	Procedimiento actual de caleo	41
-	Cuestionamiento	41
-	Alternativa al procedimiento	41
-	Evaluación del procedimiento alternativo	41
	CONCLUSIONES	43
	RECOMENDACIONES	44
	BIBLIOGRAFIA	45

TABLAS

Tabla 01	Comportamiento de la altura de banco.	18
----------	---------------------------------------	----

FIGURAS

Plano 01	Plano de ubicación de la mina.	12
Figura 02	Plano geológico del área del proyecto Anabi.	17
Figura 03	Perforadoras DM45 realizando perforaciones.	21
Figura 04	Carguío de taladros con ANFO, usando camión fábrica.	22
Figura 05	Muestreo de BlastHole.	23
Figura 06	Zonas de material coluvial.	24
Figura 07	Vista panorámica del tajo.	27
Figura 08	Diseño actual de bancos y talud final.	28
Figura 09	Contacto entre material mineral y desmonte.	28
Figura 10	Bancos de cuatro metros con rampa temporal.	29
Figura 11	Diseño alternativo de bancos.	31
Figura 12	Carguío con cargador frontal 992 cargando volquete de 20m ³ .	32
Figura 13	Flota de volquetes de 20m ³ .	33
Figura 14	Excavadora 345 en frentes de carguío reducido.	34
Figura 15	Representación gráfica e la función $F(x) = a/x + b$.	40

Figura 16	Variación de la tarifa.	43
Figura 17	Diseño de tajo con límites irregulares elaborado con MineSight.	48
Figura 18	Caja con testigos recuperado de las perforaciones diamantinas.	49
Figura 19	Vista panorámica del PAD, las pozas y la Planta Merrill Crowe.	52

INTRODUCCIÓN

El trabajo que se muestra, trata sobre el mejoramiento de actividades operativas que se han realizado en la unidad minera, con el fin de mejorar rendimientos y reducir costos, esto debido a las condiciones actuales de la explotación.

La extracción del mineral se realiza con el método de minado a cielo abierto, a un ritmo de producción de 450,000 toneladas de mineral al mes.

Actualmente nos encontramos en la etapa final de la operación en donde los frentes de extracción son reducidos y están en contacto con el material estéril, sumado a esto la caída del precio del oro. Fueron decisivos para plantear alternativas de mejora en los procesos operativos con el fin de incrementar rendimientos y reducir costos, para mantener la continuidad de la operación; surgen las alternativas de modificar los parámetros operativos como la altura de banco, actividades de muestreo de los blasthole por muestreo en calicatas en zonas coluviales, hacer un ajuste en las tarifas de transporte y modificar el procedimiento de caleo del mineral en el PAD.

GENERALIDADES

- Ubicación y acceso

El Proyecto Anabi se encuentra ubicado en los distritos de Haqira y Quiñota en las provincias de Cotabambas y Chumbivilcas, departamentos de Apurímac y Cuzco, a una altitud que va desde los 4,300 a los 4,800 m.s.n.m., localizado en la zona oriental de la Cordillera Occidental Andina, entre las coordenadas E 794855 y N 84001609. El área de estudio está enlazada con la capital de la República, por la vía terrestre con la carretera Panamericana Sur, que parte desde la ciudad de Lima hasta la ciudad de Arequipa, encontrándose totalmente asfaltada. Lima – Arequipa también tienen conexión vía aérea. Desde la ciudad de Arequipa por una carretera asfaltada que llega a la ciudad de Santo Tomas, que está ubicado en el departamento del Cuzco. Luego a través de una trocha afirmada se llega al campamento de Anabi. La altitud juega un papel muy importante en el clima y la vegetación. Los periodos lluviosos, con máximas precipitaciones se dan entre los meses de Diciembre - Abril y los periodos de sequía corresponden a los meses de Mayo – Noviembre.

- El Proyecto

El proyecto ubicado en los límites de Cusco y Apurímac, contempla el desarrollo de una operación de minado de su yacimiento aurífero mediante explotación a tajo abierto, con sistema de lixiviación en pilas y un proceso de recuperación en planta Merrill Crowe.

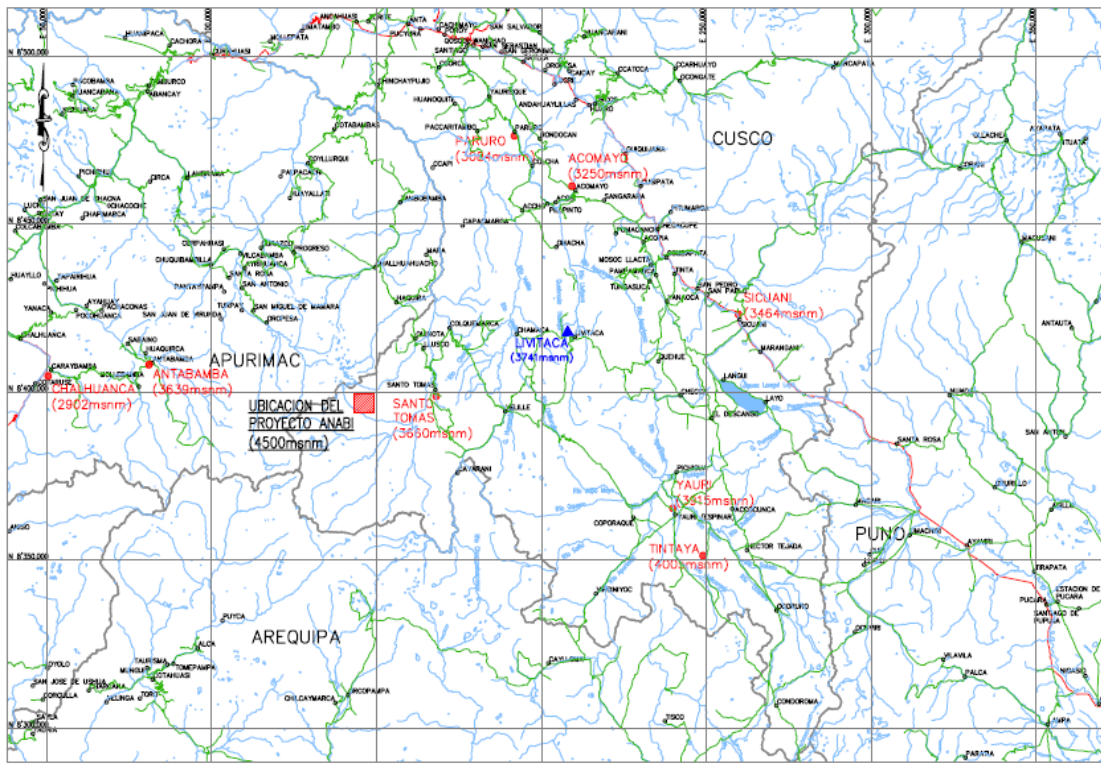


Figura 01. Plano de ubicación de la mina.

Fuente: ANABI SAC

LEYENDA	
SUPERFICIE DE RODADURA	
ASFALTADA	
SIN ASFALTAR	
LÍMITES E HIDROGRAFÍA	
DEPARTAMENTAL	
RÍOS	
LAGUNAS	
ESTACIONES	
CLIMATOLÓGICA	
PLUVIOMÉTRICA	

CAPÍTULO I

GEOLOGIA

1.1 Geomorfología.

El rasgo geomorfológico más importante y de mayor extensión es una gran llanura andina, denominada Puna, que representa una superficie de erosión, conformada por una zona topográfica con cimas truncadas. Estas superficies están labradas en rocas sedimentarias y volcánicas, cubiertas por una potente secuencia de lavas y piroclastos, que a consecuencia de los agentes geológicos modeladores, como la acción erosiva de los cursos de aguas y por el levantamiento general de los andes, se presenta con una topografía accidentada, donde los ríos han disectado y profundizado la superficie, originando valles y dejando como testigo de este socavamiento terrazas aluviales.

1.2 Geología Regional

El proyecto ANABI se ubica en la cordillera occidental de los andes Meridionales Peruanos, donde las rocas sedimentarias más antiguas que afloran en esta zona corresponden al Jurásico Superior, con la formación Soraya, conformada por cuarcitas, hasta la depositación de los clásticos de la formación Mara.

Posterior a la formación Soraya y Mara, por invasión de aguas marinas se produjeron la sedimentación de las calizas de la formación Ferrobamba, culminando la sedimentación marina con la depositación continental del Grupo Puno, a fines del Cretácico.

A comienzos del Terciario, toda la región estuvo sometida a un fuerte diatrofismo, que corresponde a la orogenia Fase Inicial, que afectó a todas las rocas mesozoicas de la región originando pliegues y fallas en orientación NW-SE, seguidos de un magmatismo intenso consistente en gruesas series de dacitas, riódacitas y andesitas.

La secuencia de rocas fue intruida por rocas plutónicas e hipabisales que van desde el Cretáceo Inferior hasta el Terciario Medio, siendo esta última la que está relacionada con la mineralización más importante, donde el grupo Tacaza es conocido como un metalotecto que alberga mineralizaciones polimetálicas y auroargentíferas. Las zonas mineralizadas se hallan alteradas por acción hidrotermal la que ha causado una fuerte a intensa silicificación y zonas de argilización. Gran parte del área se encuentra cubierto por los volcánicos Malmanya – Vilcarani.

1.3 Estratigrafía

Se describe aquí las formaciones geológicas desde las antiguas hasta las más recientes:

Formación Mara (Js – So).- Esta toma el nombre del pueblo de Soraya, ubicado en la parte alta del margen derecho del cañón del río Chalhuanca. Se localiza al NE del área de estudio, está compuesta por cuarcitas de grano fino recristalizadas.

Formación Mara (Ki – ma).- Esta toma el nombre del pueblo de Mara, en donde se presenta en afloramientos de color rojizo. Consiste en capas de areniscas y lutitas de color rojo.

Formación Ferrobamba (Ks – Fe).- Consiste de una secuencia de calizas que afloran en el extremo N y NE del pueblo de Haqaira, presentando plegamientos por la acción tectónica, está formado por estratos de calizas. En ciertas zonas han sido intruidas por rocas de composición básica. La formación Ferrobamba yace concordantemente sobre la formación Mara, sin embargo, en ciertos lugares se encuentra en contacto concordante sobre las cuarcitas Soraya.

Grupo Puno (Ti – Pu).- Pertenece al Cretáceo Superior y limitante con el Terciario Inferior. La base de esta secuencia consiste en conglomerados calcáreos, con clastos de dimensiones variables entre 10 y 100 cm.

Grupo Tacaza (Tms – Ta).- Este descansa en forma discordante sobre el Grupo Puno y su edad corresponde al Terciario Medio Superior.

Morrenas y Aluviales (Qr – Mo).- Los depósitos morrénicos en la zona de estudio se localizan al W y S en las partes altas. Han sido producidos por las glaciaciones recientes y están constituidos por fragmentos angulosos de roca volcánica, intrusiva, calizas, areniscas y cuarcitas.

Los depósitos aluviales corresponden a los conos aluviales que están principalmente asociados a la desembocadura de las quebradas principales.

Rocas Intrusivas.- Se han reconocido rocas de composición básica como las mozodioritas, tonalitas, pórfidos dioríticos, diorita, microdiorita. En la zonas de estudio, las rocas hipabisales están conformadas por pórfidos andesíticos y cuazo. Ambos tipos de rocas cortan a las diferentes formaciones, ocasionando zonas de mineralización y de alteración.

1.4 Geología Local

Las rocas que conforman el área son de naturaleza predominante volcánica, con intercalaciones de tufos de cristal y piroclastos, como también delgadas capas de tufos laminados, tufos líticos finos y lapilli. En la zona inferior se encuentra una secuencia piroclástica compuesta por fragmentos de cuarcitas y areniscas. Toda esta secuencia volcánica es intruida por dacitas, emplazadas como un domo (ver Figura 01.)

La alteración que se observa es típica de una alta sulfuración, que tiene como patrón sílice vuggy, sílice alunita, sílice arcilla y arcillas.

Mediante estudios geofísicos se identificó un depósito coluvial de 780m por 850m y 30m de profundidad en el área de Quishuarane, al NE del cerro Huisamarca,

compuesto por fragmentos de sílice vuggy, sílice alunita y brechas hidrotermales, con una matriz de material fino producto de la erosión que realizan los mismos fragmentos. Este depósito coluvial proviene del cerro Huisamarca. Las muestras geoquímicas de este depósito dieron anomalías mayores de 100 ppb Au.

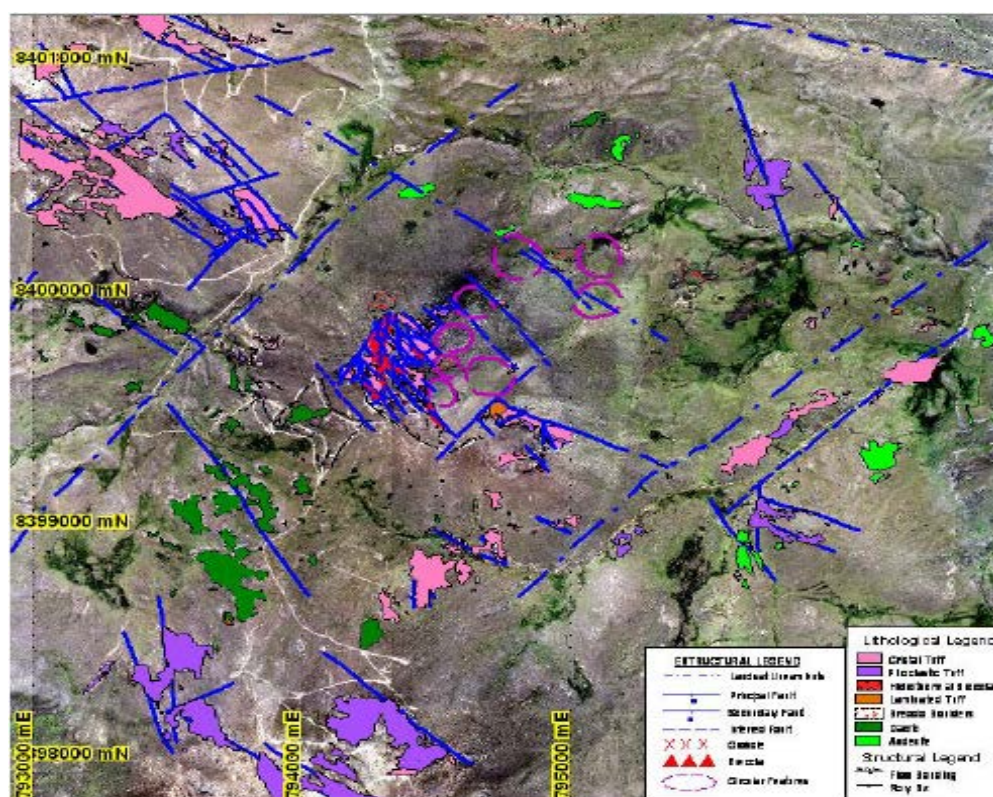


Figura 02. Plano geológico del área del proyecto Anabi.

Fuente: ANABI SAC.

1.5 Geoestructuras

Atendiendo al grado de intensidad de la deformación que presentan las unidades litológicas como consecuencia de los eventos tectónicos ocurridos en el área

de estudio, en el cerro Huisamarca se ha diferenciado tres tipos de controles estructurales para el emplazamiento de brechas hidrotermales y crackle.

La estructura principal tiene rumbo N30°-40°W y buzamiento 70°-80°NE, donde el sistema de fallas normales permite el movimiento en bloques tipo escalonados, el cual posteriormente forma depósitos coluviales al NE del cerro Huisamarca.

1.6 Geología Económica

Mediante estudios geofísicos, geoquímicos, sondajes de perforación diamantina con recuperación de testigos y sondajes de aire reversa, se ha determinado que la mineralización aurífera ocurre tanto en las rocas de área del cerro Huisamarca como en el depósito coluvial Quishuarane.

El cerro Huisamarca alberga un depósito aurífero del tipo epitermal de alta sulfuración. Dentro de la secuencia estratigráfica local, en la base se presentan dacitas porfiríticas sin alteración, en donde sobreyacen tufos de composición dacítica (tufos líticos de cristales), encontrándose en esta última la mineralización aurífera, asociada a la alteración sílice vuggy.

La mineralización en el depósito coluvial proviene de los fragmentos del cerro Huisamarca, por lo que las características de esta es similar a la señalada para este cerro. El mineral en material coluvial representa aproximadamente el 70% del total en el cerro Huisamarca.

Se estimó en base a los estudios realizados una ley promedio de 0.58 g/t Au, con reservas de 149,300 Oz de Au.

CAPITULO II.

MINA

2.1 Introducción

El desarrollo de la operación es mediante explotación a cielo abierto, La producción regular diaria es de 15,000tn de mineral con ley promedio de 0.5gr/tn Au y un striping S/R de 0.6, esto es 9,000tn de desmonte, lo que significa que diariamente se mueve 24,000tn de material.

Los equipos con los que cuenta la operación para la perforación son perforadoras DM45, para el carguío, excavadoras 345 y cargadores frontales 980, para el transporte volquetes SCANIA de 20m3 además se cuentan con equipos auxiliares como tractores, un camión fábrica para los explosivos, motoniveladoras, retroexcavadoras, entre otros.

2.2 Perforación

- **Fundamento.-** Es la primera operación en el ciclo de minado (Perforación, Voladura, carguío y transporte) y con esta, se inicia la voladura. Su propósito esta en realizar huecos cilíndricos para ser llenados con explosivos.

Esta operación tiene como principio dinámico la rotación y la percusión del elemento que realiza el hueco. La eficiencia de la perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo.

La perforación es tan importante como la selección de explosivos para la voladura, por lo que este trabajo debe ejecutarse con buen criterio y cuidado. Si se tienen taladros desviados, espaciados de longitud irregular, incluso una no adecuada malla de perforación, ocasionan una pérdida de energía explosiva disponible.

Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por el diámetro, longitud, rectitud y estabilidad.



Figura 03. Perforadoras DM45 realizando perforaciones en banco de 8m sobre material desmonte. (Fuente Propia)

En lo que respecta a la voladura, es un proceso en el cual las presiones generadas por los explosivos dentro de los taladros, originan una zona de alta concentración de energía que originan dos efectos dinámicos, los de fragmentación y desplazamiento. Estos se refieren al tamaño de los fragmentos de roca y el desplazamiento de la masa rocosa respectivamente.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción del material, además de facilitar los procesos posteriores. Es importante el fin para el cual

sea la voladura, por ejemplo cuando se requieren rocas grandes para construcción o rompedores de olas, se debe colocar una malla de perforación y una cantidad de explosivo adecuado.



Figura 04. Carguío de los taladros con ANFO, usando camión fábrica. (Fuente propia)

Existen una serie de factores que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados. Hay factores controlables como los parámetros de perforación y selección del explosivo y factores no controlables como la geología y características de la roca.

- **Parámetros actuales de perforación.-** Actualmente la perforación se realizan con dos perforadoras DM45, la necesidad de la operación requiere solamente una,

pero por su baja disponibilidad se tiene la necesidad de contar con dos de estas para asegurar la perforación.

Actualmente se realizan perforaciones de 8.5m que es la altura de banco (8.0m) y sobre perforación de (0.5m) con diámetros de taladros de 7.0" la malla de perforación varía de 3.5 X 4.2 hasta 4.8 X 5.5m dependiendo de las condiciones de la roca, tipo, dureza, y material mineral o desmonte.



Figura 05. Muestreo de blastHole. (Fuente propia)

La perforación que se realiza, además de que éstos son exclusivos para la carga de explosivos, también son de suma importancia en el aporte de información como muestreo y mapeo geológico. A partir de estas perforaciones y los resultados de la información, podemos clasificar con mayor exactitud el tipo de material, si es

desmonte o mineral y mediante las pruebas metalúrgicas poder determinar los ratios para la lixiviación.

- **Cuestionamiento.**- Actualmente en la etapa final de la mina, se están explotando zonas de material coluvial que contienen leyes promedio de 0.25gr/tn de Au. Esta ley no es uniforme y pueden encontrarse en el rango de 0.15 hasta 0.4 gr/tn

El tema de voladura en estas zonas no es necesario debido a la naturaleza del material, sin embargo para el tema de la ley, deben tomarse muestras para definir los polígonos; regularmente el muestreo se realiza a partir de los sedimentos generados por la perforación. Hacer la perforación solamente para la toma de muestras no es rentable, es por eso que se ve la necesidad de implementar nuevas alternativas para muestreo.

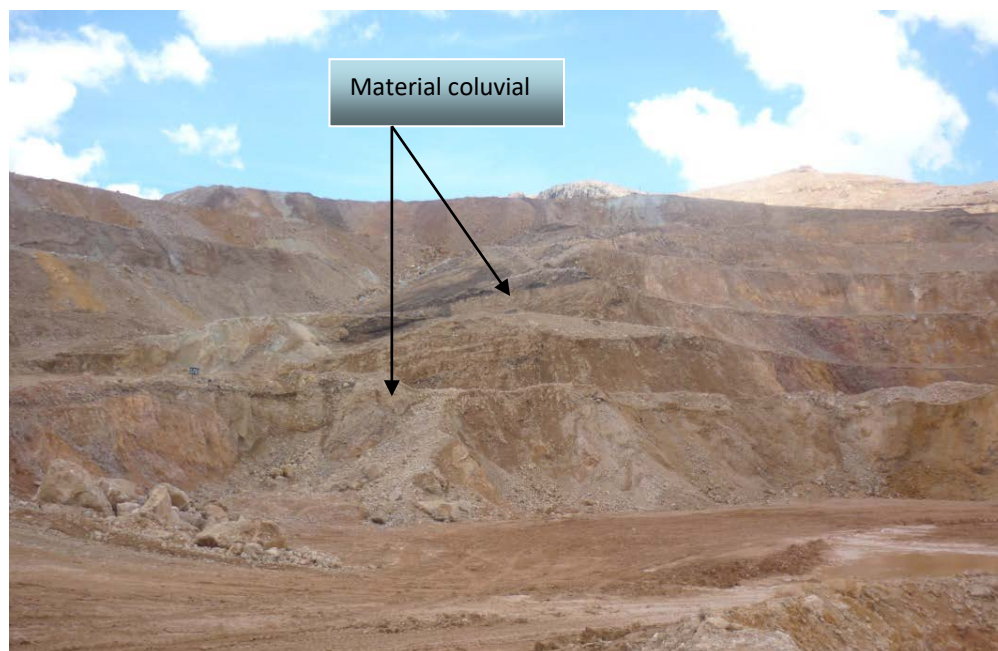


Figura 06. Zonas de material coluvial. (Fuente propia)

- **Alternativa de perforación y muestreo.**- El material a extraer es un material coluvial que no necesita de voladura, por ende tampoco de perforación; sin embargo, es de suma importancia un muestreo uniforme, normalmente se realiza a partir de los sedimentos dejados al perforar; de hacerlo igual generarían costos innecesarios, es por ello que se implementa la alternativa de realizar calicatas con la excavadora o retroexcavadora según la disponibilidad de estos equipos.

Surgió el problema que el muestreo realizado en las calicatas no es tan representativo debido a que éstas solo llegaban a los 6 metros de profundidad cuando se realizaban con excavadora y 3 metros al hacer con la retroexcavadora. Teniendo en cuenta que los bancos son de 8 metros se tomó la decisión de cambiarlo por bancos de 4.0m. En estas zona de material coluvial.

Las calicatas a realizar deben tener una malla aproximada de 15 por 10m.

- **Evaluación.**- Son diversos los beneficios obtenidos dada las condiciones del terreno tales como:

- Se eliminó el costo de perforación y voladura
- Muestreo de calicatas, más económico.
- Mayor rendimiento en el carguío.
- Eliminación de la dilución.
- Mayor selección en el carguío

2.3 Altura de banco

- **Fundamento.-** La altura de banco se establece, a partir de las dimensiones de los equipos de perforación, de los de carga y de las características del macizo rocoso.

Sobre la definición de la altura de banco tiene importancia la disposición estructural o morfológica del yacimiento, el control de la dilución durante la extracción, el alcance de los equipos, etc.

La selección de alturas de banco grandes presenta las siguientes ventajas:

- Mayor rendimiento de la perforación, al reducirse los tiempos muertos por cambio de posición.
- Mejora los rendimientos de los equipos de carga, al reducirse los tiempos muertos por cambio de frentes de carguío.
- Menor número de bancos, por tanto, mayor concentración y eficiencia de la maquinaria.
- Infraestructura de accesos de accesos más económica por menor número de bancos.

Por el contrario, las ventajas de alturas pequeñas son las siguientes:

- Mejores condiciones de seguridad para el personal y maquinaria.
- El control de las desviaciones de los barrenos es más efectivo.
- Mayor rapidez en la ejecución de rampas de accesos entre bancos.
- Menores niveles de vibraciones, al ser las cargas operantes más pequeñas.
- Mejores condiciones para la restauración y tratamiento de los taludes finales.

La selección de la altura es el resultado de un análisis técnico-económico

Apoyado en estudios geológicos y geotécnicos que incluyen el aspecto de seguridad de las operaciones, así como los estudios de recuperación de los terrenos afectados por las actividades mineras cuando se llega a la fase final.

- **Diseño actual de banco.-** Los parámetros de diseño de banco cumplen con las recomendaciones geotécnicas para la estabilidad.



Figura 07. Vista panorámica del tajo. (Fuente propia)

Los parámetros con que se cuentan son los siguientes:

- Profundidad de tajo 200m
- Angulo de talud final 42.0°
- Angulo operativo 58.6°
- Ancho de banquetta 4.0m.
- Altura de banco de 8.0m.

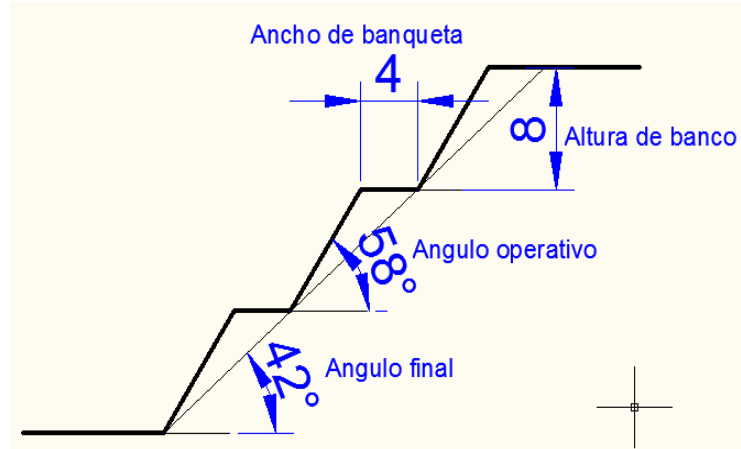


Figura 08. Diseño actual de banco y talud final (Fuente propia)

- **Cuestionamiento.-** Actualmente la mina se encuentra en la etapa final de la explotación, y ésta consiste en la recuperación de ciertos sectores mineralizados dejados en su etapa inicial.

En esta etapa se están encontrando problemas significativos como la contaminación del mineral y dilución de la ley debido al contacto entre el mineral y el estéril.



Figura 09. Aquí puede verse el contacto entre el material mineral y desmonte. (Fuente propia)

- **Alternativa de diseño de banco.**- Surge la propuesta de hacer la extracción más selectiva modificando ciertos parámetros como altura de banco, ancho de banqueteta y ángulo operativo, esto sin alterar el ángulo del talud final, que es el que define la estabilidad del tajo.

Son varias las ventajas que obtendríamos, la principal es que reduciríamos considerablemente la dilución de la ley y evitaríamos la contaminación del mineral con argílico, ya que este es muy perjudicial en el proceso de lixiviación, se mejorarían las condiciones de seguridad, se tendría mayor rapidez en la ejecución de rampas, y se mejorarían las condiciones para la restauración final de los taludes en la etapa de cierre de mina.



Figura 10. Aquí puede verse bancos de 4 metros y rampas operativas temporales. (Fuente propia)

En la tabla que se muestra (*Tabla 01*), puede verse la variación de la altura de banco en función del ángulo operativo y el ancho de banqueteta, manteniendo constante el ángulo de talud final con el fin de no alterar la estabilidad global del tajo.

Tabla 01: Comportamiento de altura de banco en función del ángulo operativo y banqueteta.

		Angulo operativo																	
		h	58.6	59.6	60.6	61.6	62.6	63.6	64.6	65.6	66.6	67.6	68.6	69.6	70.6	71.6	72.6	73.6	74.6
Ancho banqueteta	1.0	2.0	1.9	1.8	1.8	1.7	1.6	1.6	1.5	1.5	1.4	1.4	1.4	1.3	1.3	1.3	1.2	1.2	1.2
	1.2	2.4	2.3	2.2	2.1	2.0	2.0	1.9	1.8	1.8	1.7	1.7	1.6	1.6	1.5	1.5	1.5	1.4	1.4
	1.4	2.8	2.7	2.6	2.5	2.4	2.3	2.2	2.1	2.1	2.0	1.9	1.9	1.8	1.8	1.8	1.7	1.7	1.6
	1.6	3.2	3.1	2.9	2.8	2.7	2.6	2.5	2.4	2.4	2.3	2.2	2.2	2.1	2.1	2.0	2.0	1.9	1.9
	1.8	3.6	3.4	3.3	3.2	3.0	2.9	2.8	2.7	2.7	2.6	2.5	2.4	2.4	2.3	2.3	2.2	2.2	2.1
	2.0	4.0	3.8	3.7	3.5	3.4	3.3	3.1	3.0	3.0	2.9	2.8	2.7	2.6	2.6	2.5	2.5	2.4	2.3
	2.2	4.4	4.2	4.0	3.9	3.7	3.6	3.5	3.3	3.2	3.1	3.1	3.0	2.9	2.8	2.8	2.7	2.6	2.6
	2.4	4.8	4.6	4.4	4.2	4.1	3.9	3.8	3.7	3.5	3.4	3.3	3.2	3.2	3.1	3.0	2.9	2.9	2.8
	2.6	5.2	5.0	4.8	4.6	4.4	4.2	4.1	4.0	3.8	3.7	3.6	3.5	3.4	3.3	3.3	3.2	3.1	3.0
	2.8	5.6	5.3	5.1	4.9	4.7	4.6	4.4	4.3	4.1	4.0	3.9	3.8	3.7	3.6	3.5	3.4	3.4	3.3
	3.0	6.0	5.7	5.5	5.3	5.1	4.9	4.7	4.6	4.4	4.3	4.2	4.1	4.0	3.9	3.8	3.7	3.6	3.5
	3.2	6.4	6.1	5.8	5.6	5.4	5.2	5.0	4.9	4.7	4.6	4.5	4.3	4.2	4.1	4.0	3.9	3.8	3.7
	3.4	6.8	6.5	6.2	6.0	5.7	5.5	5.3	5.2	5.0	4.9	4.7	4.6	4.5	4.4	4.3	4.2	4.1	4.0
	3.6	7.2	6.9	6.6	6.3	6.1	5.9	5.7	5.5	5.3	5.2	5.0	4.9	4.7	4.6	4.5	4.4	4.3	4.2
	3.8	7.6	7.3	6.9	6.7	6.4	6.2	6.0	5.8	5.6	5.4	5.3	5.1	5.0	4.9	4.8	4.7	4.5	4.5
	4.0	8.0	7.6	7.3	7.0	6.8	6.5	6.3	6.1	5.9	5.7	5.6	5.4	5.3	5.1	5.0	4.9	4.8	4.7

Ecuación:

$$h = (b \cdot \tan(\beta) \cdot \tan(\alpha)) / (\tan(\beta) - \tan(\alpha))$$

Fuente: propia

La recomendación es reducir la altura de banco de 8.0 a 4.0 metros, el ancho de banco de 4.0 a 3.0 metros e incrementar el ángulo operativo de 58.6 ° a 70.6°

De la tabla anterior podemos ver el rango de valores para la altura de banco, manteniendo constante el ángulo del talud final de tajo. La recomendación sería

- **Evaluación de la alternativa de diseño.-** En esta etapa final de la mina, son muchas las ventajas que obtendríamos al modificar el diseño, estas son:
 - Menor dilución.
 - Menor contaminación del mineral con argílico.
 - Menor vibración por voladura.
 - Mejores condiciones de seguridad para personal y equipos.

- Mayor rapidez en la ejecución de rampas de accesos.
- Menor desviación de los taladros.
- Mayor recuperación de mineral por banco.
- Mejores condiciones para la restauración en el cierre de mina.

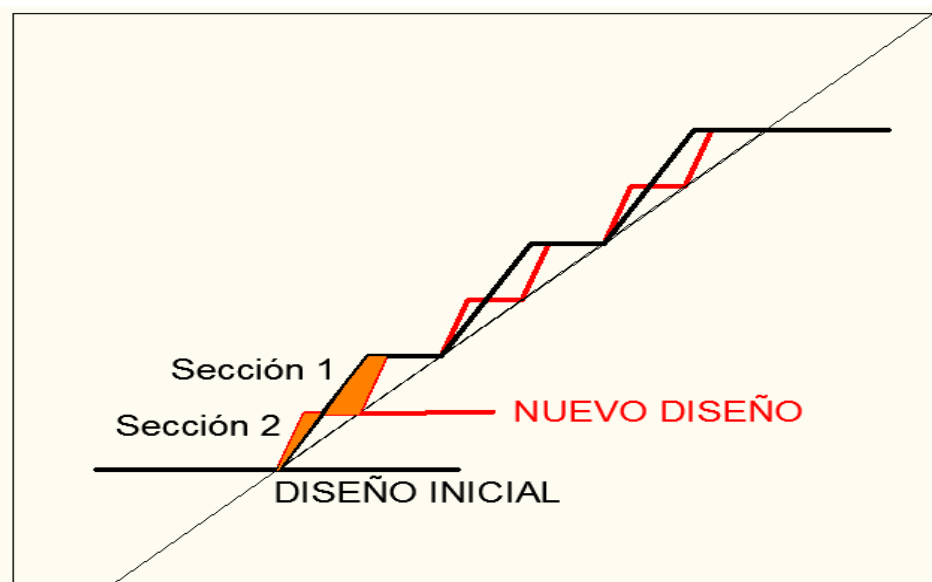


Figura 11. Diseño alternativo de bancos.

Del grafico que se muestra a continuación (*Gráfico 02*), se pueden ver dos secciones sombreadas, éstas representan partes de las secciones del banco inicial que se explotarán (sección 1) y dejaría de explotar (sección 2)

Al hacer la cuantificación en volumen que habría que remover adicional: la sección 01 es de 6m^2 que es lo que se tendría que extraer, la sección 2 de 2m^2 que es lo que dejaría de extraerse, lo que significa que se estaría explotando 4m^2 en sección

de más, la longitud promedio del banco que se recuperaría aplicando la reducción de altura de banco es de 120m y un promedio de 6 bancos lo que hace un tonelaje de 5,184tn de material adicional a extraer. Según la información histórica de los blasthole, la mayoría de estos contactos corresponde a mineral con ley promedio de 0.5gr/tn, considerando una recuperación de 74%, representa 77,000.00 US\$, nada despreciable considerando que es la etapa final de la mina y en zonas de recuperación.

2.4 Carguío y transporte

- **Fundamento.-** Es una de las actividades fundamentales en el proceso de explotación de una mina. Este consiste en colocar el material fragmentado ya sea por la voladura o por otro proceso, sobre equipos de transporte ya sea camiones, volquetes, etc. Con el fin de trasladarlo a su destino ya sea la planta, el PAD, botadero o algún depósito de material.



Figura 12. Aquí puede verse un equipo de carguío, un cargador frontal 992 cargando un volquete de 20m3 con material desmonte. (Fuente propia)

En minería superficial, el transporte de material involucra equipos de transporte con capacidades que pueden variar entre 20 y 460 tn/viaje, esto dependiendo de la envergadura de la operación. En operaciones pequeñas, generalmente se usan volquetes de 25 hasta 40 tn, en operaciones medianas, generalmente camiones de 90tn y en gran minería camiones de mayor capacidad.



Figura 13. Flota de volquetes Scania de 20m3 (Fuente propia)

- **Equipos actuales para el carguío.-** Actualmente se viene realizando el carguío con cargador frontal 980 y excavadora 345. Las ventajas de usar el cargador frontal son diversas ya que actualmente nos encontramos en la etapa final de la mina podemos cambiar el equipo fácilmente entre frentes de carguío además de ser muy eficiente en frentes de material coluvial como el que se explota actualmente. Sin embargo la desventaja es que requiere frentes relativamente amplios para maniobrar.

El carguío con excavadora es imprescindible en esta etapa final de la mina, ya que permite mayor selectividad en frentes de contacto e ideal para frentes reducidos.



Figura 14. Excavadora 345 en frente de carguío reducido. (Fuente propia)

- **Equipos de transporte usados actualmente.-** Actualmente se usan volquetes de SCANIA de 20m³ de capacidad, estos son alquilados de un tercero; algunas veces se presenta la disconformidad de la empresa prestadora del servicio por la valorización en donde no está conforme con lo valorizado. Es por ello que se hace un análisis del cálculo de tarifa.

- **Análisis de tarifas**

A continuación y a forma de ejemplo, se hará un análisis y cálculo de la tarifa de transporte en volquetes de 20m3.

Se trata de calcular la tarifa de transporte, esto es US\$/m3-Km que significa la cantidad que se paga por transportar un metro cúbico en una distancia de un kilómetro.

Por una parte, la empresa prestadora del servicio tiene un cálculo que es el costo horario y está directamente relacionado con el precio del equipo y sus gastos, esta dado por US\$/hr que significa el pago por cada hora de trabajo.

A continuación se muestra el cálculo del costo horario y un análisis del mismo

<u>COSTO HORARIO VOLQUETES 20m3</u>		
DATOS GENERALES		
VALOR ADQUISICION	US\$	155,929.00
Valor de rescate	16%	24,948.64
VALOR A DEPRECIAR	US\$	130,980.36
Vida económica	Años	3.00
	días/mes	30.00
	turnos/día	2.00
	horas/turno	10.00
Vida económica	hr	21,600.00
Intereses	%	0.09
Seguro	%	0.04
Factor de inversión $f=1-[(n-1)*(1-r)/(2*n)]$	%	0.72
Leyes Sociales	%	0.12
Tipo de cambio	Soles/Dolar	2.87
Valor a depreciar	US\$/hr	6.06

COSTO DE OPERACION	US\$/hr	17.84
Combustible	US\$/hr	8.40
- Galones por hora	Gal/hr	3.00
- Costo por galon	US\$/Gal	2.80
Lubricantes	US\$/hr	0.91
- Aceites	US\$/hr	0.53
- Grasa	US\$/hr	0.38
Llantas	US\$/hr	6.18
- Costo por llanta (12 llantas)	US\$	7,410.00
- Vida útil (10h*2T*30d*2m)	hr	1,200.00
Mantenimiento	US\$/hr	2.35
- Suministros (Filtros y Otros)	US\$/hr	0.83
- M.O. 23% (Inc. Mecanico y enllantador)	US\$/hr	1.52
Administración	US\$/hr	-
MANO DE OBRA	US\$/hr	4.82
M.O. Operador	US\$/hr	3.90
- Salario y leyes sociales (J=S/. 40.00)	US\$	2,341.46
- Horas trabajadas mes (10h*30d)	hr	600.00
Alimentación	US\$/hr	0.85
- Costo por mes (8.48\$*30d)	US\$	508.80
- Horas trabajadas mes (10\$*30d)	hr	600.00
Implementos de seguridad	US\$/hr	0.06
- Implementos (\$*2 veces/año)	US\$	465.63
- Horas trabajadas año (10h*30d*12m)	hr	7,200.00
RESUMEN		
COSTO DE POSESION	US\$/hr	8.09
- Costo por depreciación	US\$/hr	6.06
- Costo por intereses	US\$/hr	1.40
- Costo por seguro	US\$/hr	0.62
COSTO DE OPERACIÓN	US\$/hr	22.65
- Costo de Operación	US\$/hr	17.84
- Mano de obra	US\$/hr	4.82
TOTAL COSTO DIRECTO	US\$/hr	30.74
G.G. + UTILIDAD (20%)		6.15
TOTAL TARIFA	US\$/hr	36.89

Según el cuadro anterior, se tiene un costo horario de 36.89 US\$/hr. Lo que significa que por cada hora de alquiler debe pagarse 36.89US\$.

El alquiler puede hacerse por hora sin importar el rendimiento o la distancia. Suponiendo que el volquete trabajó todo el mes (30 días) 02 guardias por día y 10 horas por guardia, significa que trabajó 600 horas a un costo horario de 36.89US\$/hr hace que la valorización sea de 22,134.00 US\$ en el mes.

Otra forma de realizar el pago del alquiler es mediante un factor que se denomina tarifa y se determina a partir del costo horario, la distancia y el rendimiento que depende de las velocidades tanto de ida como de vuelta.

A continuación se hace un análisis del cálculo de la tarifa:

Si divido el costo horario con el rendimiento por hora, obtengo US\$/m³

Y esto entre la distancia obtendría US\$/m³-Km que es la tarifa.

Esto es:

Tarifa = $(\text{Costo horario})/(\text{rendimiento} * \text{distancia})$, con unidades US\$/m³-Km

Donde:

- Costo horario expresado en US\$/hr
- Rendimiento expresado en m³ transportados por hora m³/hr
- Distancia expresado en kilómetros Km

Además:

- Rendimiento = N° viajes * Capacidad de volquete.
- N° viajes = 60/ciclo, expresado en viajes/hora.

Si reemplazamos el Rendimiento y el N° viajes en la Tarifa, obtengo:

$$\text{Tarifa} = ((\text{Costo horario}) * (\text{ciclo})) / (60 * (\text{Capacidad volquete}) * (\text{distancia}))$$

Donde el ciclo es el tiempo expresado en minutos de todas las demoras que ocurren para cumplir un viaje hasta volver a empezar, esto es:

Demoras:

t espera en carguío	tec
t cuadro en carguío	tcc
t carguío	tc
t ida	ti
t espera en descarga	ted
t cuadro en descarga	tcd
t descarga	td
t retorno	tr

Donde.

Ciclo = tec + tcc + tc + ted + tcd + td + ti + tr , expresado en minutos.

Simplificando.

$$= t_x + t_i + t_v$$

$$= t_x + 60*d*(1/V_i + 1/V_r)$$

Donde:

t_x es la suma de todas las demoras t_{ec} , t_{cc} , t_c , t_{ed} , t_{cd} , t_d .

d es la distancia entre el punto de carguío y el punto de descarga.

V_i es la velocidad de ida.

V_r es la velocidad de retorno.

60 es el factor de conversión de horas a minutos.

OBS.

Las demoras t_{ec} (tiempo de espera en el carguío) y t_{ed} (espera en descarga) deberían ser cero ya que son demoras que pueden controlarse. Las otras demoras podrían reducirse.

Introduciendo la ecuación 2 en 1 y dando forma obtengo:

$$\text{Tarifa} = [(\text{costo horario})/(\text{Capacidad volquete})] * [(t_x)/(60*\text{distancia}) + (1/V_i) + (1/V_r)]$$

Ecuación de la tarifa con variable a la distancia. Y parámetros como capacidad del volquete, costo horario, demoras operativas y velocidades de ida y de retorno. Estos parámetros serán dados por mutuo acuerdo entre contratista y contratante y con sustento técnico.

Dandole otra forma.

$$F(x) = a/x + b$$

Donde

$F(x)$ es la tarifa

x es la distancia expresado en kilómetros.

a Constante con parámetros costo horario, capacidad del volquete y demoras.

b Constante con parámetros costo horario, capacidad del volquete y velocidades.

$$a = [(\text{costo horario})/\text{capacidad volquete}] * (t_x/60)$$

$$b = [(\text{costo horario})/\text{capacidad volquete}] * [(1/V_i) + (1/V_r)]$$

Gráficamente es así.

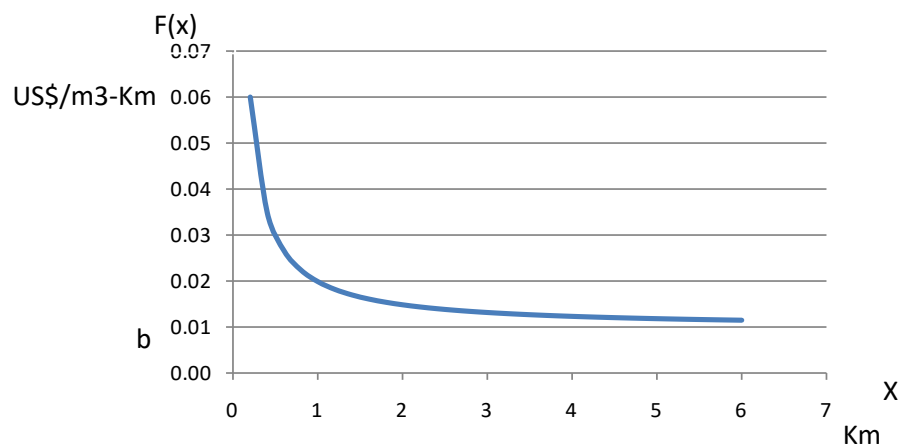


Figura 15. Representación gráfica de la función $F(x) = a/x + b$ (Fuente propia)

Analizando el gráfico, que está dado por la función $F(x) = a/x + b$, donde $F(x)$ es la tarifa y X es la distancia, podemos decir que la tarifa varía con la distancia de una forma inversamente proporcional; esto es, cuando la distancia es corta la tarifa es alta, pero al incrementarse la distancia, la tarifa se aproxima hasta el valor constante b .

Del ejercicio anterior, si el volquete trabajara todo el mes durante las dos guardias y diez horas por guardia, habrá trabajado 600 horas y según el pago por el costo horario, deberá pagarse 22,134.00 US\$. Ahora que se tiene la tarifa que es US\$/m³-Km el pago no necesariamente es el mismo, puede ser mayor o menor. En el caso anterior solo medimos las horas trabajadas sin importar el volumen transportado por que puede darse el caso que el transporte lo haga muy lento o con muchas paradas durante horas que serán valorizadas. En el caso que se pague con la tarifa, si se considera el volumen transportado. Y será un pago más justo, haciendo que el transportista pueda minimice sus paradas, controle sus velocidades y si mejora sus rendimientos, tiene una mayor valorización.

A continuación y con datos reales veremos la variación de la tarifa con la distancia.

Costo horario	US\$/hr	36.89
Capacidad volquete	m3/viaje	20.00
Velocidad ida	Km/hr	18.00
Velocidad retorno	Km/hr	22.00
Demoras	min	6.00
t espera en carguío	min	2.00
t cuadro en carguío	min	0.50
t carguío	min	1.50
t espera en descarga	min	0.50
t cuadro en descarga	min	0.50
t descarga	min	1.00

Cuadro de la tarifa en función de la distancia y el ciclo como valor referencial.

Distancia(Km)	Tarifa	Ciclo - Referencial
0.5	0.56	9.03
1.0	0.37	12.06
1.5	0.31	15.09
2.0	0.28	18.12
2.5	0.26	21.15
3.0	0.25	24.18
3.5	0.24	27.21
4.0	0.23	30.24
4.5	0.23	33.27
5.0	0.22	36.30
5.5	0.22	39.33
6.0	0.22	42.36
6.5	0.21	45.39
7.0	0.21	48.42
7.5	0.21	51.45
8.0	0.21	54.48
8.5	0.21	57.52
9.0	0.21	60.55
9.5	0.21	63.58
10.0	0.20	66.61

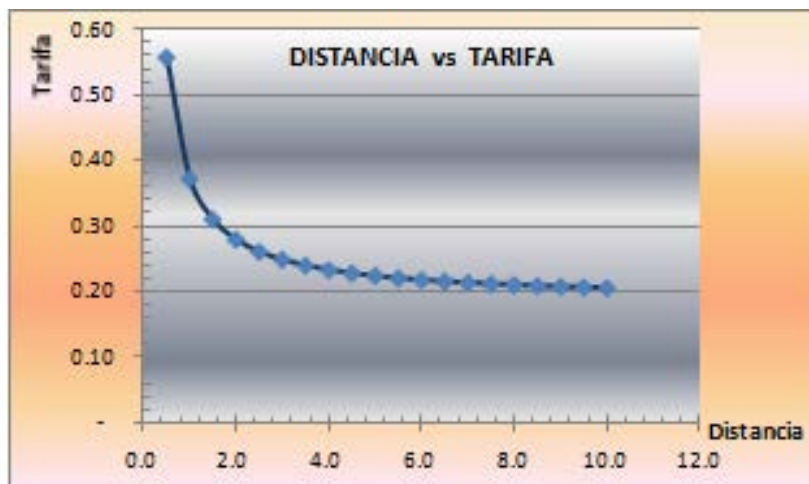


Figura 16. Variación de la tarifa. (Fuente propia)

Del gráfico podemos ver que la tarifa es alta para distancias cortas y baja para distancias largas. Cuando la distancia es de 10 Km se tiene una tarifa de 0.2 US\$/m³-Km. Y para una distancia de 0.5 Km se tiene una tarifa de 0.56 US\$/m³-Km.

Con esto no podemos demostrar que no existe conveniencia al transporta mayor o menor distancia. Como lo muestra el siguiente ejemplo.

Se trata de dos volquetes Vqte-1 y Vqte-2 transportando material, ambos trabajaron 10 horas, el Vqte-1 transportó material en una distancia de 0.5 Km y el Vqte-2 en una distancia de 10 Km, analizaremos la valorización de ambos volquetes.

Caso Vqte-1

Según los datos de distancia, velocidades y demoras, se tiene un ciclo de 9.03 min, trabajando 10 horas significa que realizó $10 \cdot 60 / 9.3$ esto es 66.44 viajes, *los decimales son solamente para el cálculo*. Lo que significa que transportó $66.44 \cdot 20 \text{m}^3$, esto es 1,328.86 m³ de material. La valorización por estas 10 horas de trabajo transportando material a una distancia de 0.5 Km es:

Valorización = tarifa * volumen transportado * distancia

Reemplazando.

Tarifa = 0.56US\$/m³-Km (*mas decimales 0.5552*)

Volumen transportado = 1,328.86m³

Distancia = 0.5Km

Valorización = 368.89 US\$

Caso Vqte-2

Según los datos de distancia, velocidad y demoras, se tiene un ciclo de 66.61 min, trabajando 10 horas significa que realizó $10 \cdot 60 / 66.61$ esto es 9.01 viajes, *los decimales son solamente para el cálculo*. Lo que significa que transportó $9.01 \cdot 20 \text{m}^3$, esto es 180.16 m³ de material. La valorización por estas 10 horas de trabajo transportando material a una distancia de 10 Km es:

Valorización = tarifa * volumen transportado * distancia

Reemplazando.

Tarifa = 0.20US\$/m³-Km (*mas decimales 0.2048*)

Volumen transportado = 180.16m³

Distancia = 10Km

Valorización = 368.89 US\$

En ambos casos puede verse que los volquetes han transportado diferentes cantidades de material debido a las distancias diferentes, sin embargo la valorización de ambos es la misma, esto demuestra que no importa la distancia de transporte, la valorización será la misma en igual periodo de trabajo.

2.5 Diseño y planeamiento, consideraciones.

- **Fundamento.-** El diseño de una mina inicia con la información geológica, ésta es de vital importancia en todas las etapas del proyecto; perfil, estudio de pre-factibilidad, factibilidad, ingeniería, desarrollo y extracción del mineral. La información es procesada con el fin de obtener el modelo de bloques que a su vez tendrá información geológica, geotécnica, leyes de los diferentes metales económicos, la metalurgia, costos, etc. Ciertos parámetros como los costos y leyes son fundamentales para los optimizadores quienes determinarán los contornos y límites económicos del proyecto

El diseño geométrico de la mina esta dado en función de varios factores como el tamaño del yacimiento, la geología, el ratio de minado, el tamaño de los equipos, los costos y precios de los metales.

Las fases de minado nos permiten hacer el plan de minado óptimo cuyo VAN debe ser el máximo. El principio es tener una producción sostenida sin periodos de escases de mineral, con esto se tendrá el mayor VAN a travez de la vida del proyecto. A continuación aremos mención de las etapas del diseño de una explotación minera.

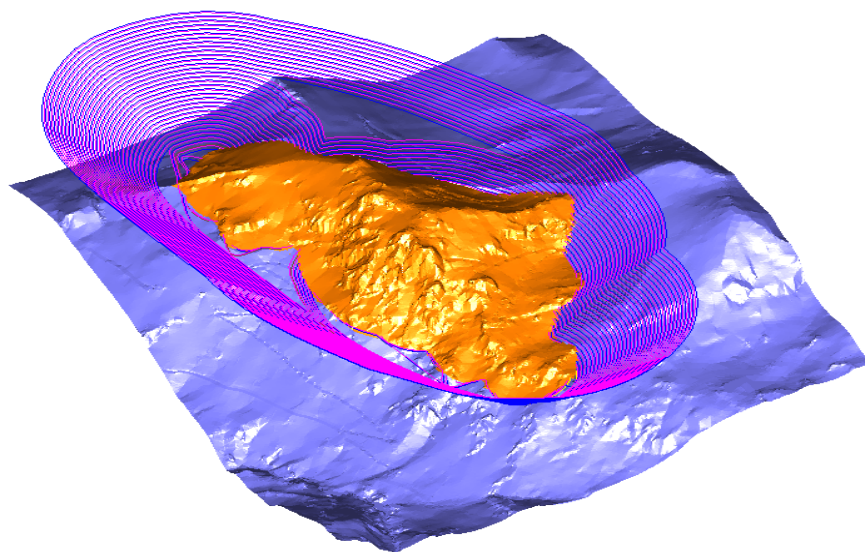


Figura 17. Diseño de tajo con límites irregulares. Elaborado con software minero MineSight. (Fuente: Planeamiento ANABI SAC)

- **Aplicación de la geología en el diseño.-** Es fundamental la tener una información geológica muy confiable, pues sin ésta, lo que se haría sería solo intentos de diseños cuyo resultado final no sería nada exacto. De igual forma si

la información no es correcta se tiene un alto riesgo de fracasar. Es importante reiterar que todo trabajo posterior al geológico, como el diseño de una mina depende de este. Han ocurrido muchos casos de cálculo de reservas errados a consecuencia de una mala colección e interpretación de los datos.

En lo que respecta a la geología, debe hacerse el estudio de la geología regional ya que permite relacionar el yacimiento con algún cinturón, como es el caso de los yacimientos de cobre del sur del país.

La geología local varía con cada yacimiento, lo importante es analizar la litología, estratigrafía y alteración que son los que determinan el enriquecimiento mineralógico.

- **Modelamiento geológico.-** Contempla desde el inicio de las perforaciones pasando por los logueos hasta la caracterización geológica, esto nos permite obtener el modelo de mineralización, modelo de alteraciones, modelo de rocas y todos los necesarios para la caracterización matemática, estadística y geoestadística, éstas nos permiten determinar el modelo de leyes.

La información de las perforaciones diamantinas nos da la información necesaria para poder determinar la calidad y cantidad del yacimiento por lo general en minas medianas de oro se hacen entre 15 a 20 mil metros de perforación.

El logueo se realiza a medida que avanza la perforación y aquí se levanta toda la información posible, nivel, mineralización, roca, alteración, RQD, densidad, presencia de minerales, etc.



Figura 18. Caja de testigos recuperada de las perforaciones diamantinas. (Fuente propia)

- **Modelo geotécnico.-** La estabilidad del tajo depende del estudio geotécnico y las recomendaciones que se den. Tener una variación de un grado en el ángulo final puede representar un movimiento adicional de desmonte que puede generar muchas pérdidas económicas o puede significar pérdida de reservas.

El talud final del tajo es uno de los principales elementos que afectan el tamaño y la forma del yacimiento, puede contribuir a la viabilidad o no del yacimiento, tener una cara de talud mas echado, significa un mayor desbroce.

La estabilidad del tajo debe ser tal que permanezca estable mientras que haya actividad en la zona. La información geológica, calidad de la roca, fallas, juntas, presencia de agua, etc. Son factores determinantes del talud del tajo.

- **Optimización de pits.-** El término Optimización, sugiere que el resultado de este proceso es óptimo, sin embargo el resultado no es necesariamente el pit operativo debido a razones como la adición de carreteras, cambio de precios de metales, suavización del pit, cambios de ángulos de los taludes, etc.

Los pits diseñados por los optimizadores son teóricos pero son la única guía para el diseño a detalle.

Los software que existen en el mercado ofrecen los dos algoritmos de optimización más usados, el Lerches-Grossman (LG) y el Cono Flotante.

Cono Flotante.- Este método consiste en el estudio económico de cada bloque que caen dentro del cono invertido, el cual se mueve sistemáticamente a través de una matriz de bloques. A continuación se establece una ley mínima de explotación, luego la base de un cono es posicionado en cada bloque cuya ley debe ser mayor que la ley mínima de explotación. El cono es proyectado hacia la superficie con un determinado ángulo. En un determinado cono se suman las ganancias o pérdidas, si la suma es mayor a cero se mina el cono, y si la suma es menor que cero, no se mina el cono.

Lerchs y Grossman.- Estos autores propusieron en el año 1965 un algoritmo que permitía diseñar el contorno de una explotación a cielo abierto de tal forma

que se maximice la diferencia entre el valor total de la mineralización explotada y el costo total de extracción del mineral y esteril.

- **Análisis económico.-** El análisis económico de un proyecto a cielo abierto, tiene un grado de complejidad elevado y el riesgo que envuelve la definición y la puesta en marcha de los proyectos mineros exigen una rápida y constante evaluación de los resultados esperados de la operación. Este proceso cubre desde la evaluación de los proyecto en su etapa de exploración hasta la evaluación de los mismos en su etapa de construcción. La adquisición de los bienes de producción que se precisan para poner en funcionamiento una mina, exige el desembolso de importantes recursos económicos.

Valor del dinero en el tiempo.- El principio es que un sol ganado hoy tiene mayor valor que si lo ganamos mañana. Todas las decisiones de inversión incorporan ratios costo/beneficio, ellos son basados en el principio del valor del dinero en el tiempo.

El valora actual neto (VAN) es el valor presente de los beneficios netos que generó un proyecto a lo largo de su vida útil, descontados a la tasa de interés que refleja el costo de oportunidad para el inversionista. El VAN mide en moneda actual cuanto ganará el inversionista si realiza el proyecto, esto es si el VAN es mayor a cero. Dado que el VAN es el valor del dinero que se tendrá en un futuro menos los descuentos debido a la tasa de descuento. Si el van fuera cero significa que en inversionista no ganó nada, aquí entra otro factor que es la tasa interna de retorno (TIR) que es una tasa que hace que el VAN sea cero.

CAPITULO III

PAD

3.1 Introducción

El proceso de tratamiento para la recuperación del oro consiste en regar el mineral apilado en áreas acondicionadas, con una solución cianurada, captar la solución rica en oro en pozas, pasarlo por una planta Merrill Crowe y precipitar el oro

El PAD de lixiviación es un depósito de mineral acondicionado que cumple las características necesarias para dar estabilidad y drenaje al mineral apilado.

El mineral es apilado cumpliendo parámetros como altura de banco, ancho de banqueta, cantidad de niveles, que cumplan la estabilidad y drenado



Figura 19. Vista panorámica del PAD, las pozas y la planta Merrill Crowe (Fuente propia)

5.2 Caleo del mineral

- **Fundamento.-** El proceso de cianuración del oro, consiste en regar el mineral con una solución cianurada para obtener una solución rica en oro. Para que esto ocurra es necesario que el medio en donde se desarrolla sea alcalino; de no serlo es necesario darle las condiciones para que lo sea.

El mineral que va al PAD, está constituido por óxidos, sílice, sulfuros primarios, etc. Esto hace que el PH sea de 4.5, es por eso que tiene que adicionarse cal antes de la lixiviación. Las pruebas metalúrgicas que se realizan, arrojan resultados que se traducen en la cantidad de cal necesaria para alcalinizar el mineral, estas cantidades esta en un rango de 0.3 a 1.5 Kg de cal por cada tonelada de mineral.

- **Procedimiento actual del caleo.-** Actualmente el caleo se realiza manualmente y para ello se requiere de dos operarios por turno con palas rociando cal en polvo el mineral, luego de ser descargado.

Los sacos de cal de 1000Kg, se encuentran en el almacén de cal, de ahí son transportados con un cargador frontal hasta la plataforma de descarga de mineral en el PAD, en este punto, dos o tres operarios, rocían el mineral descargado usando como herramientas palas manuales, por seguridad ante el polvo usan trajes especiales y mascarillas con filtros adecuados para esta actividad.

- **Cuestionamiento.-** El cuestionamiento que se hace es: 01 Se reduciría el costo reduciendo el personal (06 operarios), 02 Se eliminaría la posibilidad de que algún operario sufra algún accidente en la zona de descarga, siendo esta zona de movimiento de volquetes y 03 Agregar cal de forma manual puede ocasionar poca uniformidad de cal en el mineral.

- **Alternativa del procedimiento.-** Implementar un dispositivo automático que rocíe cal directamente en el volquete cargado al pasar por un punto con dirección a la descarga, por ejemplo la balanza, o el acceso principal al PAD

- **Evaluación del procedimiento alternativo.-** Al implementarse este procedimiento, se tendrán los siguientes cambios: 01 posible reducción de costos, 02 menos personal expuesto a posibles accidentes y 03 mayor uniformidad de cal en el mineral lo que conlleva a mejorar el medio alcalino del material a lixiviar.

A continuación se muestra un análisis comparativo de costos que implica ambos procedimientos.

Costo actual de caleo		Costo - Alternativa de procedimiento	
Nº Operarios	6 tres guardias	Inversión (max 349,500)	30,000.00 US\$ a 5 años
Gasto por operario	866.67 US\$/mes	Gasto energía	300.00 US\$/mes
Gasto operarios	5,200.00 US\$/mes	Gasto mantenimiento	200.00 US\$/mes
Gasto traslado en CF	2,025.00 US\$/mes	Gasto traslado en CF	900.00 US\$/mes
Gasto Total	7,225.00 US\$/mes	Gasto Total	1,900.00 US\$/mes

Del cuadro anterior, se ve que el gasto actual está en 7,225 US\$/mes, mientras que en la alternativa es de 1,900 US\$/mes, esto es una reducción en un 74% del costo actual de esta actividad.

CONCLUSIONES

1. La exploración y las campañas de perforación, son fundamentales para el desarrollo de la operación ya que aportan con la información para la evaluación del proyecto.
2. En la etapa final de la mina, se presentan situaciones operativas inesperadas que amerita darle soluciones adecuadas que generen mayor rentabilidad, como en nuestro caso la presencia de estructuras mineralizadas en contacto con el desmonte hace que se plantee la alternativa de hacer diseños de banco de menor altura.
3. El tema de las tarifas para el pago de alquiler de volquetes, es de importancia e interés de la empresa prestadora del servicio así como de la empresa contratante, es por ello que con el sustento técnico se puedan tener parámetros como las velocidades, que permite el cálculo correcto de la tarifa. Por el lado del tercero, es necesario que brinde a la empresa el cálculo del costo horario con el fin de dar la certera confianza de que es la correcta; los parámetros de velocidad tanto de ida como de vuelta debe ser sustentado técnicamente y con acuerdo de ambas partes.
4. El diseño de una mina cumple etapas que a partir de la información geológica se generan con métodos geoestadísticos, sin embargo el diseño es teórico y puede

no ser idéntico en su etapa de explotación ya que puede haber variaciones que modifiquen su diseño inicial.

5. El caleo del mineral en el PAD es fundamental para el proceso de cianuración sin embargo la actividad que se realiza manualmente está sujeto a posibles accidentes y podría mejorarse.

RECOMENDACIONES

1. Para el caso de la recolección de información geológica, es necesario hacer un control QA/QC con el fin de garantizar la confiabilidad de esta información.
2. Es necesario realizar una variación en el diseño de la altura de banco debido a las condiciones actuales en donde hay dilución, con el fin de tener una extracción más selectiva.
3. Respecto a las tarifas, es necesario que ambas partes, compañía y tercero, tengan bien en claro el análisis de ésta y se tenga una tabla en donde indique la tarifa a pagar respecto a la distancia.
4. El cambio del procedimiento de caleo del mineral debe ser sistematizado, con el fin de reducir costos, tener uniformidad de cal en el mineral y reducir los potenciales riesgos sobre el personal.

BIBLIOGRAFIA

EUGEN, Pfeider, Surface Mining, 1ra Ed. AIME 1968

LONERGAM, James. Mine Design & Evaluation of Alternative Long Range Mining Plans,
USA, 2001

DIAZ CHAVEZ, Javier. Estimación de Reservas Minerales, UNI

INFORME TECNICO DCR Ingenieros 2010

REPORTES DE RESERVAS. Reportes de saldos de reservas de la compañía.

REPORTES DE VALORIZACIONES Reportes de la compañía.