

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA



**“OPTIMIZACIÓN DEL CUT OFF PARA MAXIMIZAR EL VALOR
PRESENTE UTILIZANDO PROGRAMACIÓN NO LINEAL”**

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

ELABORADO POR:

FERNANDO ÁNGEL PORRAS ENRIQUEZ

ASESOR:

DR. ALFREDO MARÍN SUÁREZ

LIMA-PERU

2013

AGRADECIMIENTOS

A la Empresa Minera Barrick Misquichilca S.A. por haberme acogido desde los
inicios de mi desarrollo profesional

A los profesores de la Universidad Nacional de Ingeniería y mis colegas de la
escuela que me brindaron su valioso tiempo y apoyo durante mi paso por esta
prestigiosa casa de estudios

Un especial agradecimiento al Ing. Ángel Porras por sus valiosos consejos que hasta
hoy orientan mi camino

DEDICATORIA

A Dios y mis padres Ángel y Norma por haberme dado la vida y ser mi soporte en

todo momento

A mi esposa Gudelia e hijo Adrian por ser mi inspiración y motivación de cada día

RESUMEN

Este informe muestra la aplicación de una metodología práctica y confiable para optimizar el *Cut Off* y maximizar el valor presente de la mina Pierina, propiedad de Minera Barrick Misquichilca S.A., en la cual se presentan las restricciones técnicas y económicas propias de una mina que se encuentra en su etapa final.

El estudio se aplica en la última fase de minado, la cual tiene una expectativa de vida de cinco años, las características de mineral en esta fase son homogéneas, razón por la cual los modelos de regresión de la cantidad de mineral, ley promedio y porcentaje de recuperación al considerar el *Cut Off* como variable se consiguen con un coeficiente de determinación igual a uno.

Para maximizar la función objetivo del valor presente, la cual es de tipo no lineal, utilizamos la herramienta Solver de Excel, consiguiendo una solución factible que cumple con todas las restricciones establecidas.

Al comparar los resultados con un *Cut Off* optimizado y uno calculado de la forma general, vemos que el incremento del valor presente es de 2% ó 4.6 M US\$.

ABSTRACT

This paper shows the application of a practical and useful methodology to optimize the Cut Off and maximize the net present value of the Pierina Mine, owned by Minera Barrick Misquichilca S.A. This mine has economical and technical limitations proper to a project in its last period of life.

The study was developed over the last mining phase with an expected life of five years. The lithology and mineralization in this phase are homogeneous, for this reason the regression models of the quantity of ore, average grade, recovery percentage taking the Cut Off as a variable are reached with a coefficient of determination equal to one.

To maximize the objective function of the net present value, which is a non linear function, is used the Solver of Excel. A feasible solution is obtained which accomplishes with all constraints.

Using this methodology the NPV gets increased in 2% (4.6 M US\$)

ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	10
CAPITULO I – ASPECTOS GENERALES	
1.1 Ubicación y acceso	12
1.2 Historia de la mina	13
CAPITULO II – ASPECTOS GEOLÓGICOS	
2.1 Geología regional	15
2.2 Geología del depósito de Pierina	16
2.2.1 Alteraciones	17
2.2.2 Mineralización	18
CAPITULO III – DESCRIPCIÓN GENERAL DE LAS ACTIVIDADES EN LA OPERACIÓN MINERA	
3.1 Perforación y voladura	20
3.2 Carguío y acarreo	21
3.1 Chancado primario y secundario	21
3.1 Proceso de lixiviación	22
CAPITULO IV – PLANEAMIENTO DE MINADO	
4.1 Descripción del planeamiento de minado	23
4.2 Niveles de planeamiento	23
4.2.1 Planeamiento estratégico	24
4.2.2 Planeamiento táctico	24
4.2.3 Planeamiento operativo	25
4.3 Insumos del plan de minado	26
4.3.1 Información geológica	27
4.3.2 Información geotécnica	28
4.3.3 Información de operaciones mina	31
4.3.4 Información de mantenimiento	32
4.3.5 Información de planta y procesos	33
4.3.6 Información de administración y recursos humanos	34
4.4 Cálculo del <i>Cut Off</i>	35
4.4.1 Teoría de Lane	35
CAPITULO V – OPTIMIZACIÓN DEL CUT OFF PARA MAXIMIZAR EL VALOR PRESENTE CASO APLICATIVO	

5.1 Definición del problema	38
5.2 Curva tonelaje ley	41
5.3 Definición de parámetros del modelo y variables de decisión	43
5.4 Formulación y solución del problema	44
5.4.1 Maximizando el flujo de caja	46
5.4.2 Maximizando el valor presente neto	49
5.5 Análisis de resultados	52
CONCLUSIONES	54
RECOMENDACIONES	55
BIBLIOGRAFÍA	56
ANEXOS	
Anexo 1 – Seteo de modelo para maximizar el flujo de caja (CF)	58
Anexo 2 – Seteo de modelo para maximizar el valor presente (NPV)	61
Anexo 3 – Diagrama de flujo de la optimización del <i>Cut Off</i> para maximizar el valor presente utilizando programación no lineal	64

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 5.1 Parámetros técnicos y económicos de la mina	40
Tabla 5.2 Distribución de material por rango de leyes (Au g/t)	42
Tabla 5.3 Tonelaje acumulado y ley promedio (Au g/t)	42

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Plano de ubicación de la unidad minera Pierina	14
Figura 2.1 Sección longitudinal típica de la geología de Pierina	17
Figura 2.2 Sección longitudinal típica de las alteraciones y mineralización de Pierina	19
Figura 5.1 Curva tonelaje ley	43
Figura 5.2 Resultados de la optimización del <i>Cut Off</i> para maximizar el flujo de caja	48
Figura 5.3 Variación del flujo de caja para distintos <i>Cut Offs</i>	49
Figura 5.4 Resultados de la optimización del <i>Cut Off</i> para maximizar el valor presente	51
Figura 5.5 Variación del valor presente para distintos <i>Cut Offs</i>	51

INTRODUCCIÓN

Una tarea decisiva durante la explotación de un yacimiento es la definición del material económico que al minarlo y procesarlo genera valor (mineral) de aquel que deber ser removido y llevado a los diversos puntos de almacenamiento como material no económico (desmante).

El parámetro que nos ayuda a poder realizar esta tarea recibe el nombre de *Cut Off* (ley de corte marginal), sobre el cual hoy en día existe mucha literatura e investigación, por la relevancia que tiene durante el proceso de optimización del flujo de caja y valor presente de un proyecto.

En el mercado existen diversos programas de computación tales como: *Comet* y *Opti Cut* entre los más conocidos, con los cuales se puede determinar la estrategia de *Cut Off* a utilizar durante toda la vida de mina. Pero su uso está ligado a pago de licencias así como personal capacitado para obtener los resultados esperados. Obviamente la rentabilidad de esta inversión es alta siempre en cuando se hagan al inicio o durante la vida media del proyecto, de lo contrario se tendrán dificultades técnicas y económicas para usarlos.

En el presente trabajo se desarrolla una metodología práctica y confiable para optimizar el *Cut Off* y maximizar el valor presente de una mina, haciendo uso solamente de una hoja de cálculo en Excel y su herramienta de optimización *Solver*.

Para demostrar esta metodología se ha desarrollado el caso de la mina Pierina, propiedad de Minera Barrick Misquichilca S.A., en la cual se presentan las restricciones técnicas y económicas mencionadas anteriormente. Por política de la empresa la información con la cual se ha trabajado ha tenido que ser modificada, pero esto no desvirtúa el objetivo de este informe el cual es maximizar el valor presente respetando las restricciones de minado, proceso y venta.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1. Ubicación y acceso

La unidad minera Pierina se encuentra ubicada a unos 10 Km al noroeste de la ciudad Huaraz en la jurisdicción de los distritos de Jangas e Independencia, provincia de Huaraz, Región Ancash. Ver figura 1.1.

Desde Lima hay dos formas de acceder: terrestre y aérea.

1.1.1. Vía terrestre

La distancia de Lima a la mina es de 443.8 Km y se recorren los siguientes tramos:

- | | |
|-----------------------|----------|
| a) Lima – Paramonga | 209.0 Km |
| b) Paramonga – Huaraz | 200.0 Km |
| c) Huaraz - Jangas | 16.8 Km |
| d) Jangas - Mina | 18.0 Km |

1.1.2. Vía aérea

El acceso vía área es a través del aeropuerto Comandante FAP Germán Arias Graziani, el cual está ubicado a 20 Km al noroeste de la ciudad de Huaraz a la rivera del Río Santa en el Callejón de Huaylas.

1.2. Historia de la mina

La unidad minera Pierina es propiedad de la empresa Minera Barrick Misquichilca S.A., inició sus operaciones en el año 1998 y está compuesta principalmente por un tajo abierto, depósitos de desmonte, pilas de lixiviación y una planta de proceso metalúrgico.

La explotación se desarrolla mediante el uso de perforadoras rotativas, cargadores frontales y camiones gigantes con una capacidad de movimiento de 15 - 20 Mt por año.

El oro se recupera mediante el empleo de métodos de lixiviación con solución de cianuro de sodio. Las instalaciones auxiliares requeridas para la operación minera incluyen oficinas y edificios de administración, laboratorios, almacenes, talleres de mantenimiento, instalaciones para atender emergencias, comedores, distribución de fuerza eléctrica, suministro de agua, caminos, tanques de almacenamiento de combustible y reactivos, instalaciones de tratamiento de agua, estructuras de drenaje y áreas de almacenamiento de explosivos, lubricantes y reactivos.

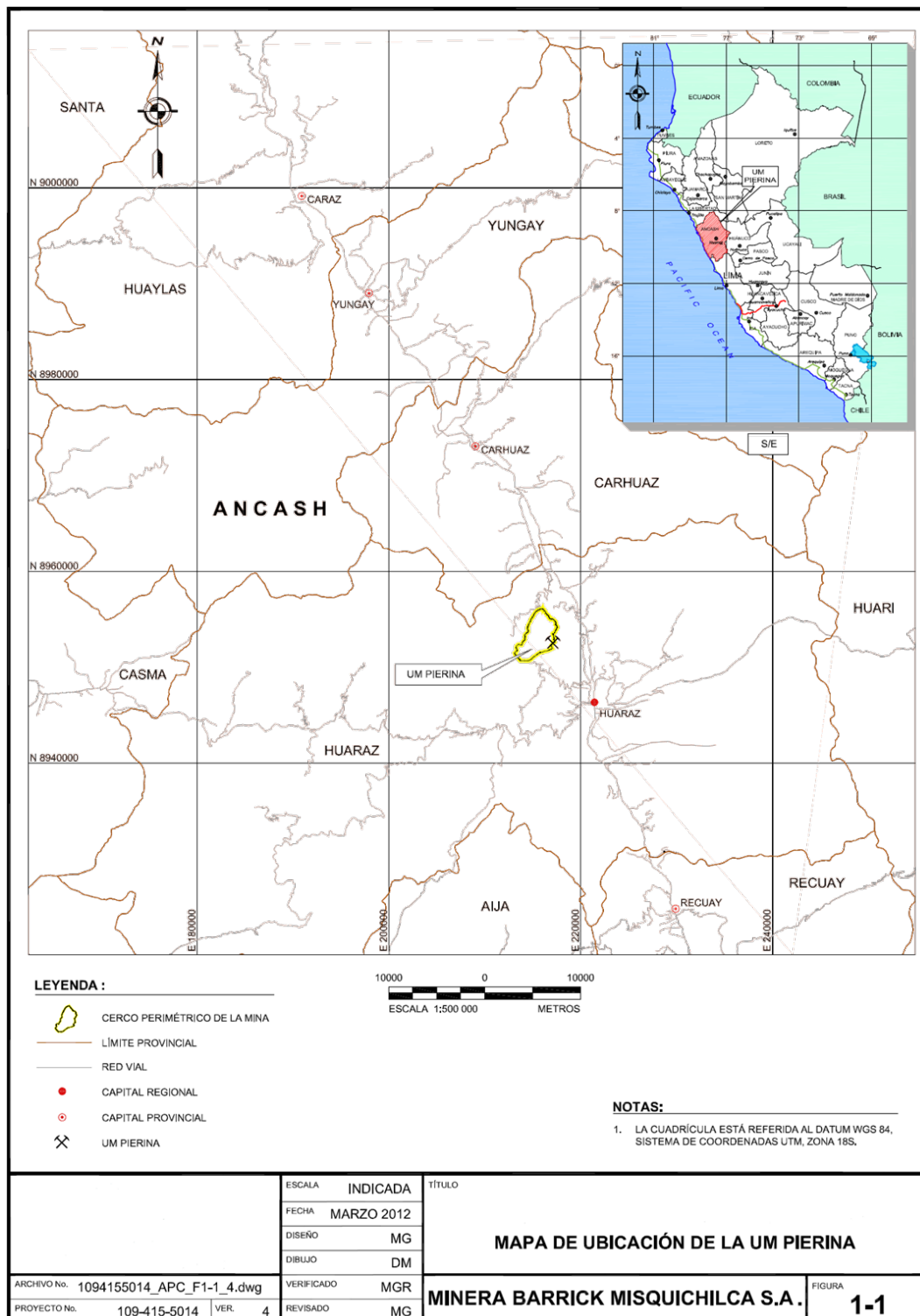


Figura 1.1 Plano de ubicación de la unidad minera Pierina

Fuente: APCM Pierina 2012

CAPITULO II

ASPECTOS GEOLÓGICOS

2.1. Geología regional

El depósito de Pierina se encuentra en la parte norcentral del Perú en la Cordillera Negra, la cual está compuesta por una secuencia del de margas, pizarras, calizas y clastos continentales del Jurásico y Cretácico discordantes, superpuestas por andesitas, dacitas y riodacitas del Eoceno tardío y Mioceno inferior del Grupo Calipuy (52.5 – 14.6 Ma).

Al otro lado La Cordillera Blanca está compuesta por granodioritas del batolito del Terciario tardío (16.0 – 2.7 Ma) encajonadas en sedimentos del Cretáceo superior y flanqueado por ignimbritas.

Los principales episodios estructurales en la región sucedieron en el Terciario temprano y medio, resultando en compresiones y plegamientos de los estratos del Mesozoico asociado a un período de extensión con la extrusión de volcánicos del Grupo Calipuy, emplazamiento del batolito de la Cordillera Blanca y la formación del graben del Callejón de Huaylas.

La Cordillera Negra alberga una mineralización estructuralmente controlada de Pb, Zn, Cu, Ag y Au principalmente en los volcánicos del Grupo Calipuy.

A lo largo del flanco occidental de la Cordillera Blanca predomina la mineralización de Pb, Zn y Ag y está controlada por un profundo asentamiento y el contacto entre la granodiorita del batolito y rocas sedimentarias.

2.2. Geología del depósito de Pierina

El depósito de Pierina está en una riodacita pumicea y tobas líticas sustentadas por lavas andesíticas. Más pequeños cuerpos restringidos de tobas cristalizadas ocurren en la base de la toba pumicea, y unas intrusiones de pórfido cuarzo-feldespató ocurren sobre el flanco sur del depósito.

La naturaleza caótica de las rocas sobre el flanco sur del depósito de mineral sugiere la presencia de un domo complejo o área de salida pues todos los tipos de roca presentes dentro del depósito mineral, excepto la andesita basal, están presentes en él. El pórfido cuarzo-feldespató se cree que es en cualquiera de los casos contemporáneo con la última etapa de mineralización o post mineralización.

Las tobas pumicea y lítica fueron depositadas con una orientación NNW sobre el graben o depresión estructural dentro de la más antigua andesita basal. Durante este tiempo de deposición de los piroclastos la andesita formó paredes alta hacia el norte este y oeste de la depresión. La parte sur de la depresión contiene el domo o área de salida del cual los piroclastos fueron eruptados.

Las estructuras dominantes tienen orientaciones NNW, WNW y NE, la sección transversal de la figura 2.1 sugieren que las fallas previas a la mineralización desplazaron e inclinaron la andesita basal. Las fallas post mineralización hicieron descender el depósito hacia el graben del Rio Santa.

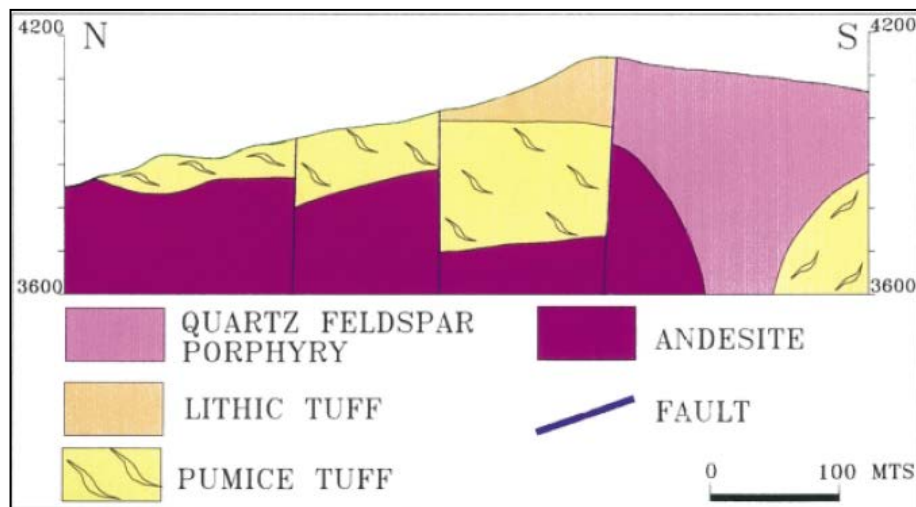


Figura 2.1 Sección longitudinal típica de la geología de Pierina

Fuente: GARAY, E.; VOLKERT, D.; & McEWAN, C. (1999)

2.2.1. Alteraciones

La alteración y mineralización de Pierina son típicas de un sistema epitermal de alta sulfuración, con una fuerte presencia de un control estructural. La vuggy-sílica residual que contiene alunita es la que alberga la mayor cantidad del mineral. Rodeando la vuggy-sílica tenemos la zona de alunita con menor cantidad de pirofilita y dickita que también alberga mineral pero con menor ley, esta zona es sucedida por la alteración de arcillas como kaolinita e illita.

Las alteraciones vuggy-silica y alunita son mejor desarrolladas en la zona de la toba pumicea a la cual sobre yace la cuarzo-alunita pervasiva que ocurre en la toba lítica y tiene también estructuras de vuggy-silica que lo cortan. La andesita basal se caracteriza por una alteración de acilla-pirita

pervasiva con mineralización de oro en vetillas. La alteración propilitica está casi ausente y la introducción de sílice como una forma de silificación pervasiva es extraña. La alteración steam-heated ocurre en la parte superior del sistema pero no hay presencia de oro.

2.2.2. Mineralización

La mineralización en Pierina es un diseminado de oro en la alteración vuggy-silica, más del 95% de la zona mineralizada está oxidada. El oro está presente como oro nativo en granos microscópicos asociados con óxidos de hierro, cuarzo y pirita. En partes del cuerpo mineral, están presentes núcleos de pirita, enargita, covelita y sulfuro nativo, los cuales son remanentes de la etapa más temprana de mineralización. Las leyes de oro y plata varían por zonas, teniendo en la parte norte leyes mayores a 8 g/t Au y 300 g/t Ag.

En la parte sur-central perforaciones diamantinas han interceptado la zona de alimentación de sulfuros, la cual está asociada a venas y fracturas. El oro se presenta en esta zona con pirita, esfalerita y enargita. La litología en la parte más profunda de este sistema es una toba pumicea, lo cual sugiere que la zona de alimentación para la mineralización habría sido el recurso de los piroclastos volcánicos y que el basamento de andesita habría caído por fallas previo a la mineralización. En la figura 2.2 se muestra las alteraciones y mineralización del depósito.

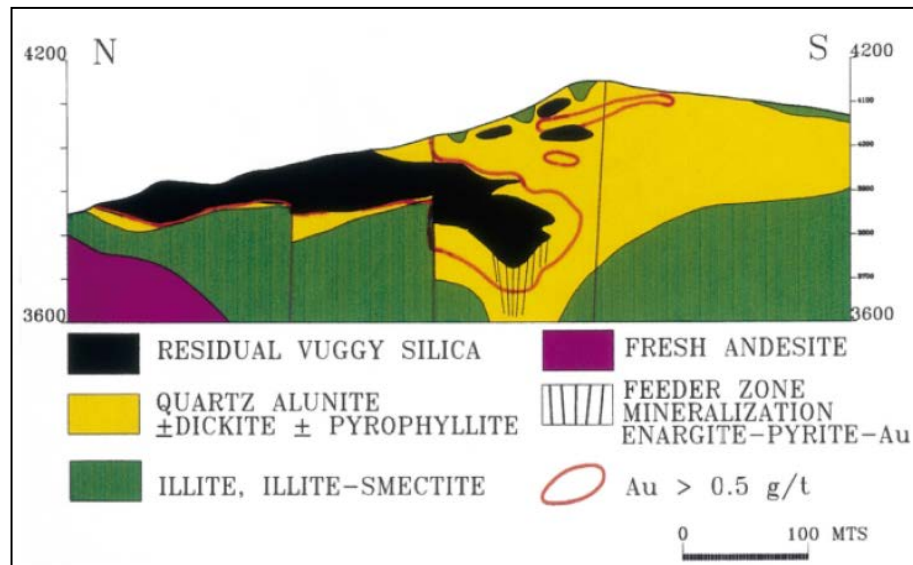


Figura 2.2 Sección longitudinal típica de las alteraciones y mineralización de Pierina

Fuente: GARAY, E.; VOLKERT, D.; & McEWAN, C. (1999)

CAPITULO III
DESCRIPCIÓN GENERAL DE LAS ACTIVIDADES EN LA
OPERACIÓN MINERA

3.1. Perforación y voladura

El equipos de perforación está compuesto por dos perforadoras rotativas Ingersoll Rand serie DM-M2 con las cuales se perforan mallas de diseño triangular de 5 x 5 m, 6 x 6 m y 7 x 7 m con una profundidad de 10.5 m en las zonas de mineral y desmonte con un diámetro de broca de 7 7/8 pulgadas. A diario estas máquinas perforan en promedio entre 80 - 100 taladros, para garantizar el inventario de material requerido por la operación. En promedio cada taladro aporta 700 t de material.

El proceso de voladura se realiza con el apoyo de un camión fábrica y personal de la empresa Orica, el agente de voladura utilizado es Heavy ANFO 37 en las zonas con mayor dureza que por lo general es mineral y ANFO para las zonas de desmonte que son arcillas, los accesorios de voladura son no eléctricos. A la semana en promedio se hacen de 2 a 3 disparos.

3.2. Carguío y acarreo

El equipos de carguío está compuesto por seis cargadores frontales de las siguientes características: dos cargadores Komatsu WA1200, dos cargadores Caterpillar 994D y dos cargadores Caterpillar 992G con capacidad de cuchara de 20 m³, 18 m³ y 12 m³ respectivamente.

Los cargadores WA 1200 y 994 son utilizados principalmente en la producción, los 992 para realizar trabajos auxiliares como re manejo de material y minado en la cantera.

La capacidad de carguío de la flota principal según parámetros de disponibilidad y utilización establecidos es de 22 Mt

El equipo de acarreo está compuesto por 13 camiones Caterpillar 785C. Con carga útil entre 140-150 toneladas métricas.

La capacidad de acarreo varía en función al ciclo, pero en promedio según los parámetros de disponibilidad y utilización es de 15 Mt.

3.3. Chancado primario y secundario

El mineral proveniente de la mina es transportado por los camiones CAT 785C y descargado directamente a una chancadora giratoria, la cual cuenta con un sistema rompedor de rocas para ayudar a quebrar y acomodar el material.

El mineral chancado tiene una granulometría 80% menor a 6" y es descargado por un conducto hacia una faja alimentadora con velocidad variable (belt feeder) la cual a su vez descarga a la faja transportadora N° 1.

El mineral de la faja transportadora N° 1 es depositado, por medio de un conducto de descarga en dos circuitos paralelos denominados A y B.

Ambos circuitos descargan en la faja transportadora N° 2. Cada uno cuenta con una zaranda vibratoria y una chancadora cónica, con las cuales el material es reducido a una granulometría 80% menor a 1.5".

La faja transportadora N° 2 descarga el mineral sobre una faja de 2.4 Km de longitud instalada en tierra denominada overland conveyor. Esta descarga sobre la faja transportadora N° 3 y conduce el mineral hacia depósito de almacenamiento temporal de 3,000 toneladas de capacidad denominado Ore Bin.

3.4. Proceso de lixiviación

El proceso de lixiviación se inicia con el acarreo de mineral chancado de Ore Bin hacia las pilas de lixiviación con el apoyo de los camiones CAT 785C.

El material es apilado en banquetas de 10 m de alto comúnmente denominadas celdas, las cuales en promedio tienen una dimensión de 80 m de ancho y 100 m de largo. Sobre ellas se tienden mangueras que irrigan solución de cianuro de sodio a una tasa de 8 l/m² hr.

El periodo de lixiviación es de 90 días en el cual se llega a un 84% de la recuperación del contenido de oro. Luego de este tiempo se repite el ciclo de apilado con mineral fresco sobre las celdas ya regadas.

La solución que contiene oro y plata es transportada por un sistema de tuberías hacia la planta de procesos, en donde a través del proceso de Merrill-Crowe y fundición se obtienen las barras Doré que en promedio contiene 30% de oro y 70% de plata.

CAPITULO IV

PLANEAMIENTO DE MINADO

4.1. Descripción del planeamiento de minado

El planeamiento de minado es el conjunto de actividades orientadas a generar e incrementar valor en todas las etapas de un proyecto minero. Siguiendo un proceso metódico e iterativo en el cual se consideran restricciones geológicas, técnicas, económicas, operativas, sociales, etc., se establecen planes de minado que permiten explotar un yacimiento de manera segura, sostenible y rentable, sincronizando la cantidad de mineral requerido por planta, la capacidad de minado para proveerlo y los objetivos de ventas establecidos.

En todos los casos el plan de minado estará orientado a conseguir los mayores ingresos durante los primeros años de la vida del proyecto generando y secuenciando fases de minado, permitiendo la extracción de las mejores leyes al inicio, dejando las leyes bajas y marginales al final, con esto se asegura que el valor presente se maximice.

4.2. Niveles del planeamiento

Dependiendo del horizonte de evaluación del proyecto, el planeamiento de minado se puede clasificar en tres niveles:

4.2.1. Planeamiento estratégico

En el planeamiento estratégico se definen los objetivos globales, tales como: ganancias, flujo de caja, retorno de la inversión. En este nivel se considera todas las alternativas potencialmente factibles de desarrollo, incluidas aquellas no utilizadas actualmente en la industria. Su horizonte de evaluación es largo, por lo general igual al tiempo de vida de la mina e inclusive más.

A fin de que varias opciones puedan ser evaluadas, se utilizan modelos con los cuales se obtienen estimaciones rápidas de costos e ingresos. Estos resultados serán evaluados por parámetros financieros para definir cuál es la mejor alternativa.

Es necesario que el plan estratégico se actualice periódicamente a la par con los nuevos modelos de recursos, precios, tecnologías, etc.

4.2.2. Planeamiento táctico

El planeamiento táctico se enfoca sobre los detalles necesarios para implementar el plan estratégico, por ello el horizonte de evaluación es más corto, considerando el tiempo de vida de la mina en períodos anuales.

El nivel de evaluación de costos e ingresos es más preciso, pues se considera una secuencia de minado que asegura el cumplimiento de los objetivos de producción establecidos.

El uso de paquetes de software se hace necesario para garantizar una mayor precisión en el desarrollo de la secuencia de minado.

Los resultados del plan táctico serán medidos por parámetros financieros y de producción con los cuales se asegura la viabilidad del plan.

4.2.3. Planeamiento Operativo

El planeamiento operativo se enfoca en gestionar las actividades rutinarias y las discrepancias entre lo planeado en el plan táctico y lo real como:

- i) Menor ley que la planificada o presencia de mayor cantidad de material estéril.
- ii) Avería grande de los equipos de procesamiento de mineral.
- iii) Activación de fallas que impiden el ingreso a un sector planificado de mineral o estéril.
- iv) Avería de equipos de carguío, acarreo, perforación o aquellos de los cuales dependerá el normal desarrollo de la secuencia de minado planificada.

Por ello el plan operativo deberá proporcionar las alternativas que garanticen el cumplimiento de los objetivos de producción. Éstas deberán mostrar con mucho detalle las actividades que se requieran realizar, su horizonte de evaluación es corto, considerando períodos mensuales, semanales y diarios.

El plan mensual se enfoca en cumplir los objetivos del presupuesto anual observando las variaciones de lo planeado del año a la fecha y lo real ejecutado, identificando potenciales factores que impidan o dificulten su cumplimiento al mismo tiempo debe proveer las contingencias asociadas a estos factores. El horizonte de evaluación debería ser de 1 a 3 meses.

El plan semanal se enfoca en cumplir los objetivos del plan mensual, observando las variaciones entre lo planeado del mes a la fecha y lo real ejecutado. Su horizonte de evaluación debe ser de 1 a 3 semanas.

El plan diario se enfoca en cumplir los objetivos del plan semanal, el horizonte es de 24 horas y detalla con mucha precisión las actividades que se deben de realizar principalmente en las áreas de operaciones y procesos como:

- i) Movimiento de palas y cargadores.
- ii) Preparación de plataformas de perforación.
- iii) Tipos de mineral por ley, calidad, recuperación, etc.
- iv) Sectores de descarga para mineral y desmonte.
- v) Sectores de arreglo de vías de acarreo

4.3. Insumos del plan de minado

El principal insumo para la elaboración de un plan de minado es la información, la cual podría clasificarse desde el punto vista estrictamente técnico hasta uno operativo. Es importante recalcar que esta información debe ser realista, confiable y oportuna, y será proporcionada por los distintos departamentos que participan en la operación, tales como:

- i) Geología
- ii) Ingeniería geotécnica
- iii) Operaciones mina
- iv) Mantenimiento mina
- v) Procesos
- vi) Administración y Recursos humanos

La información podrá ser categorizada según el nivel de planificación para el cual es requerida.

En algunos casos, la información se podrá utilizar en múltiples niveles de planificación. Como ejemplo podemos mencionar al modelo geológico de recursos, el cual es usado en los tres niveles de planificación.

4.3.1. Información geológica

Dentro del proceso de planificación el modelo geológico de recursos se puede considerar como la información base a partir del cual y desde un enfoque estratégico se determinará la factibilidad de aplicar un método de minado adecuado que permita la mayor recuperación del yacimiento dentro del rango de costos operativos considerados en la industria.

El planeamiento táctico utiliza el modelo geológico de recursos y parámetros económicos, operativos, legales y sociales para definir el límite final del tajo, la cantidad de reservas, el tiempo de vida de mina, la inversión en capital, el requerimiento de permisos y demás gastos que permitan iniciar o continuar con la operación.

El planeamiento operativo utiliza sólo la parte del modelo que está comprometido con el minado durante el período cubierto por el plan.

La interpretación geológica es el segundo aporte, pues en todo nivel de la planificación será importante conocer cómo se presenta la mineralización y los dominios en el yacimiento, si éstos son constantes o van cambiando, lo que afectará directamente el proceso de recuperación del mineral, como también al porcentaje de extracción del metal durante su

procesamiento, como resultado los pronósticos de ventas pueden verse afectados.

Como información adicional de esta disciplina podemos mencionar:

- i) El programa de exploración anual para reemplazo de reservas
- ii) Los estimados de recuperación y dilución según la mineralización del yacimiento

4.3.2. Información geotécnica

Al igual que con la información geológica, la información geotécnica también se puede categorizar en función al nivel de planeamiento para el cual será requerido.

Para el planeamiento estratégico y táctico los parámetros geotécnicos que definen la selección del método de minado y el diseño de mina son:

- i) Ángulo(s) de talud(es) del tajo
- ii) Estabilidad de depósitos de mineral y desmonte

Para el planeamiento operativo, el papel del departamento de geotecnia es brindar el soporte e información a fin de no interrumpir el ciclo de minado, especialmente el de perforación y voladura, a menos que exista desestabilización en las paredes más altas del tajo, daño estructural a las infraestructuras principales, etc.

4.3.2.1. Ángulo de talud del tajo

Es el parámetro de diseño más importante en una explotación a tajo abierto, pues está relacionado directamente con la estabilidad de los taludes y por ende con la rentabilidad y seguridad durante la operación.

Los ángulos de talud con los cuales se trabaja son:

Ángulo de talud de la pared del banco: Representa la inclinación con que queda la pared del banco. Este ángulo se mide desde la pata del banco a su propia cresta.

Ángulo de talud inter rampas: Representa la inclinación con que queda el conjunto de bancos que se sitúan entre una rampa y la rampa consecutiva. Este ángulo se mide desde la pata del banco superior donde se encuentra una rampa hasta la pata del banco inferior a la siguiente rampa.

Ángulo de talud global: Representa la inclinación con que queda la pared final del tajo, incluyendo todas las singularidades geométricas existentes. Este ángulo se mide desde la pata del banco más profundo hasta la cresta del banco más alto de la explotación.

Es importante resaltar que una pequeña variación en los ángulos de talud generará efectos como: cambios en la estabilidad del talud y la explotación, variación sea positiva o negativa en la rentabilidad económica.

Incrementar el ángulo del talud nos permite reducir la cantidad de material no económico a remover, lo que genera un incremento en el flujo de caja haciendo más rentable el proyecto. Así también permite el incremento de reservas por el menor costo de hacer stripping.

4.3.2.2. Factor de seguridad

Es uno de los criterios de aceptación utilizados en una operación a tajo abierto, con el cual se puede medir la efectividad de los diseños de tajo, presas de relaves, pilas de lixiviación, depósitos de desmonte, etc. En relación a las necesidades básicas de seguridad, recuperación del depósito de mineral, retorno financiero y medio ambiente.

En 1940 Taylor lo definió como la relación entre la resistencia a la cizalladura media del material y la tensión media de cizallamiento desarrollado a lo largo de la superficie de falla potencial.

Donde:

C : Resistencia a la cizalladura del material

D: Tensión media de cizallamiento desarrollado en la superficie de falla potencial

Conceptualmente, el equilibrio límite es logrado cuando el factor de seguridad alcanza el valor de 1.0. En la realidad, debido a la incertidumbre sobre el comportamiento probable del sistema durante un período específico y bajo ciertas condiciones dará lugar a la fijación de un valor mínimo de aceptación para el factor de seguridad (FoS) y deberá ser aprobado por la gerencia.

Durante el diseño de los depósitos de mineral y desmonte será importante definir la mejor ubicación de los mismos a fin de reducir el costo de acarreo, por lo general éstos se ubican lo más cerca posible al punto de salida del tajo, deben de proveer la mayor capacidad posible de almacenamiento y tener un adecuado sistema de manejo de aguas superficiales.

Un mal diseño del depósito podría generar una falla en el talud, incrementando los costos por remediación, reducción de la producción e inclusive la paralización de la operación.

Otros factores geotécnicos considerados durante la evaluación del diseño del depósito son: fundación de la roca sobre el cual se construirá el

depósito, altura máxima de apilamiento, ángulo global, precipitación pluvial anual, presiones de agua subterránea, sismicidad regional y propiedades geomecánicas del material a apilar.

4.3.3. Información de operaciones mina

La principal información proporcionada por el departamento de operaciones mina son los parámetros de capacidad, productividad y utilización máxima de los equipos de acarreo, carguío y perforación.

Cuanto menor sea la desviación de estos parámetros con lo real ejecutado, mejor será la predicción de la producción en todos los niveles del plan de minado.

La mayoría de las operaciones a tajo abierto son dependientes de la capacidad de la flota de acarreo, por ello los objetivos de producción dependerán de la disponibilidad, utilización y productividad de los camiones.

A fin de considerar el impacto por la distancia y profundización del tajo, la productividad de los camiones debería estimarse bajo los parámetros de distancia, carga útil y tiempo (TKPH) en lugar que sólo toneladas por hora.

En las minas a tajo abierto el costo de acarreo representa del 30% - 50% del costo total operativo, por ello la optimización de la operación debe direccionarse a la mejor elección del equipo de acarreo considerando:

- i) Movimiento total de material planificado.
- ii) El match óptimo pala-camión para conseguir el llenado del camión en pases completos y no intermedios.

- iii) Anchos mínimos de trabajo de los equipos, los cuales impactarán directamente en el diseño final del tajo.
- iv) Gradientes máximas y mínimas de las vías de acarreo.
- v) Resistencia a la rodadura.
- vi) Tiempos ciclo de acarreo.
- vii) Producción horaria.
- viii) Horarios de trabajo.

4.3.4. Información de mantenimiento

La información proporcionada por mantenimiento está enfocada al costo de reemplazo, oportunidades de incremento de la productividad y disponibilidad de los equipos de carguío, acarreo y perforación principalmente; y será específica al nivel de planeamiento.

La programación del mantenimiento preventivo o reemplazo de equipos pueden tener un impacto grande en la producción, costos y flujo de caja. Por ello estas actividades deberán estar integradas con el programa de producción para asegurar su optimización.

El mantenimiento se basa cada vez más en el monitoreo en línea del estado de equipos y métodos predictivos con los cuales buscan extender el tiempo de vida de los componentes y reducir el tiempo no disponible del equipo. Como consecuencia el tiempo disponible para la programación de mantenimiento de los equipos se reduce. Esto no es un problema para aquellos equipos que son de fácil traslado como volquetes y cargadores ya que tienen un tiempo pequeño de preparación, pero para el equipo con movilidad reducida como palas y perforadoras los cuales requieren además de

un tiempo de preparación mayor, un mantenimiento no programado puede tener un impacto significativo sobre la producción.

La viabilidad y la optimización de los planes operativos, en consecuencia, dependerán de los mantenimientos inminentes y la interacción de los programas de mantenimiento individuales y para ello el diseño de la mina debe tener como objetivo ayudar a superar estos problemas.

4.3.5. Información de planta y procesos

La información de procesos es requerida en todo nivel de planeamiento y más aún siendo considerado el cliente principal, el plan de minado deberá prever en todo momento que la cantidad y calidad del mineral enviado a planta sea el adecuado para que el proceso sea óptimo.

Durante la etapa del planeamiento estratégico se deben considerar diferentes métodos de procesamiento a fin de mejorar la extracción y poder hacer rentable materiales con menores leyes que con procesos convencionales no lo serían. Estas opciones deberían ser soportadas con pruebas por lo menos a escala de banco y en el mejor de los casos con una planta piloto para confirmar por lo menos parámetros operativos básicos.

La recuperación varía en función a un número de parámetros como: leyes, tipos de mineral y el rendimiento de la planta. Típicamente las curvas de recuperación son no lineales, pudiendo identificar el punto en el cual un mayor minado selectivo no justifica la mejor recuperación.

Al igual que con la recuperación los costos operativos y de capital se ven afectados por el rendimiento de la planta, y cabe señalar que el costo de

proceso es un parámetro muy importante a considerar durante la optimización de la pared final del tajo.

Para el planeamiento operativo la información de procesos requerida se centra en el rendimiento de la planta, programa de mantenimiento y mezcla de mineral acorde a leyes y mineralogía a fin de optimizar el desempeño de la planta.

4.3.6. Información de administración y recursos humanos

La información de administración es requerida a un nivel de planeamiento táctico y está relacionada con la logística, soporte legal, elaboración de formatos de presentación, manejo y divulgación de estados financieros, obtención de permisos para la operación, elaboración de planes de cierre, manejo de relaciones comunitarias, etc.

La información de Recursos Humanos también es requerida a un nivel de planeamiento táctico solamente y estará enfocada en la legislación laboral, costo laboral, reclutamiento, entrenamiento, capacitación y clima laboral.

Si bien esta información no influye en la selección del método de minado, equipos, infraestructura, etc. Los cuales son decisivos a un nivel de planeamiento estratégico para determinar la viabilidad del proyecto, si condiciona la ejecución de los planes tanto a un nivel táctico y operativo.

4.4. Cálculo del *Cut Off*

4.4.1. Teoría de Lane

En 1964 Kenneth F. Lane, desarrollo la base matemática para determinar la ley de corte (*Cut Off*) que maximice el valor presente y poder utilizarlo para seleccionar y procesar sólo el material que agrega valor.

Comúnmente este material es llamado mineral (*Ore*), y dependiendo de la cantidad, calidad y ubicación dentro de un depósito se definirá el método de minado, capital de inversión, tiempo de vida y lo más importante saber cuan rentable será el proyecto.

La formulación matemática desarrollada por Lane, considera que la industria minera, a diferencia de otras, toma como materia prima un recurso que es finito, es decir agotable en el tiempo y por ello la rentabilidad del negocio dependerá drásticamente de la manera como se recupere el recurso y el tiempo en el que se ejecute.

Así también considera que existen tres tipos de restricciones bajo las cuales se desenvuelve cualquier proyecto minero. Estas son: capacidad de planta, capacidad de mina y capacidad de mercado en el cual se oferta el metal.

A continuación se detalla la fórmula general de la cual se deriva el *Cut Off*.

$$V = (p - k) \times x \times \gamma \times g_{avg} - x \times h - m - (f + F) \times t$$

Donde:

V: valor obtenido por unidad minada

p : precio del metal

k : costo de ventas

x : cantidad de mineral por tonelada minada

γ : recuperación del proceso

g_{avg} : ley promedio de mineral

h : costo de procesamiento

m : costo de minado

f : costo fijo

F : costo de oportunidad

t : tiempo requerido para procesar una unidad minada

Según sea la restricción bajo la cual se desenvuelve la operación se determinan tres tipos de *Cut Off*, los cuales maximizan el valor presente.

a) Cuando la capacidad de planta es la limitante se aplicará:

$$g_h = \frac{\left[h + \frac{(f + F)}{H} \right]}{(p - k) \times \gamma}$$

Donde:

H: capacidad de procesamiento de planta por año

b) Cuando la capacidad de mina es la limitante se aplicará

$$g_m = \frac{h}{(p - k) \times \gamma}$$

c) Cuando la capacidad de mercado es la limitante se aplicará:

$$g_k = \frac{h}{\left[p - k - \frac{(f + F)}{K} \right] \times \gamma}$$

Donde:

K: capacidad de mercado para vender el metal por año

CAPITULO V
OPTIMIZACIÓN DEL CUT OFF PARA MAXIMIZAR EL VALOR
PRESENTE CASO APLICATIVO

5.1. Definición del problema

El problema que se aborda en este capítulo deriva de la necesidad de determinar un *Cut Off* que permita maximizar el valor presente de la mina Pierina, la cual se encuentra en su última fase de minado.

En el capítulo IV de este informe describimos la teoría de Lane y la aplicación de un *Cut Off* acorde a la limitación principal de una operación que permita maximizar el valor presente, por lo general la capacidad de procesamiento es la limitante principal.

La mina Pierina no es ajena a esta regla, por esta razón se debe aplicar la teoría de Lane para el *Cut Off* que considera a la planta como limitante.

Esta es:

$$g_h = \frac{\left[h + \frac{(f + F)}{H} \right]}{(p - k) \times \gamma}$$

Donde:

g_h : *Cut Off* (g/t)

p : precio del metal (\$/oz Au)

k : costo de ventas (\$/oz Au)

γ : recuperación del proceso (%)

h : costo de procesamiento (\$/t)

f : costo fijo por año (\$/año)

F : costo de oportunidad (\$/año)

De todos estos parámetros el costo de oportunidad (F) requiere un mayor análisis matemático y económico, pues expresa la pérdida de valor en el tiempo por efecto del deterioro y el valor del dinero a una tasa de descuento establecida por la empresa.

Es importante recalcar que este costo de oportunidad y el *Cut Off* son interdependientes. Por ello, la solución a este tipo de problema es a través de un proceso iterativo.

Antes de determinar el *Cut Off* debemos de mencionar que por “La política de no divulgación de información de Barrick”, se ha tenido que modificar los valores de los parámetros técnico y económicos. Pero esto no desvirtúa el objetivo del informe, el cual es demostrar una metodología coherente y práctica para determinar un *Cut Off* que permita maximizar el valor presente.

Partiendo de esta premisa calcularemos un *Cut Off* y determinaremos el flujo de caja y el valor de la mina. Para ello en la tabla 5.1 se detalla los parámetros a utilizar durante el desarrollo de este capítulo.

Tabla 5.1 Parámetros técnicos y económicos de la mina

Capacidades		
Mina (M)		13,500 ('000 toneladas)
Proceso (H)		7,000 ('000 toneladas)
Mercado (K)		110 ('000 onzas de oro)
Costo Variables		
Mina (m)		1.88 \$/t
Proceso (h)		5.29 \$/t
Ventas (k)		1.50 \$/oz Au
Costos Fijos (f)		6,300 ('000 dólares por año)
Precio (p)		1,300 \$/oz Au
Recuperación proceso (γ)		81 %
Costo de capital (d)		10 %

Fuente propia

Reemplazando estos valores en la fórmula de *Cut Off* y considerando el costo de oportunidad (F) como cero, por ser nuestro análisis base del proceso iterativo y que por lo general se hace para reducir complicaciones y tiempo tenemos lo siguiente:

$$g_h = \frac{\left[h + \frac{(f + F)}{H} \right]}{(p - k) \times \gamma}$$

$$g_h = \frac{\left[5.29 + \frac{(6,300 + 0)}{7,000} \right]}{(1,300 - 1.50) \times 81\%}$$

$$g_h = 0.183 \text{ g/t Au}$$

Más adelante durante el desarrollo de este capítulo veremos que al aplicar este *Cut Off* en la elaboración del plan minero tendremos una vida de mina de 5.4 años, un flujo de caja generado en este período de US\$ 309,812 y un valor presente neto de US\$ 230,389 a una tasa de descuento de 10%.

5.2. Curva tonelaje ley

Es importante para el planeamiento de minado conocer rápidamente y de manera confiable la cantidad de material económico que se espera tener al momento de seleccionar una ley de corte. Una manera práctica de hacerlo es a través de la curva tonelaje ley.

Para fines de este trabajo, determinar la curva tonelaje ley de la última fase de minado de la mina Pierina es relevante, pues es la base del modelo matemático a utilizar durante el proceso de optimización.

En la tabla 5.2 se muestra la distribución de material por rango de leyes de la última fase de minado.

Tabla 5.2 Distribución de material por rango de leyes (Au g/t)

Rango Au (g/t)	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au Rec. (g/t)	Ag Rec. (g/t)	Material (kt)	Densidad t/m ³
0.00 - 0.05	0.020	2.158	0.014	0.303	14,070	2.233
0.05 - 0.10	0.073	5.925	0.057	0.831	5,335	2.259
0.10 - 0.15	0.125	8.166	0.100	1.144	5,300	2.282
0.15 - 0.20	0.176	11.077	0.143	1.553	6,545	2.272
0.20 - 0.25	0.224	13.107	0.185	1.837	7,295	2.268
0.25 - 0.30	0.272	10.196	0.225	1.429	5,045	2.258
0.30 - 0.35	0.323	10.190	0.267	1.429	3,405	2.269
0.35 - 0.40	0.372	10.213	0.311	1.433	2,535	2.246
0.40 - 0.45	0.423	9.935	0.347	1.393	1,830	2.246
0.45 - 0.50	0.475	12.961	0.396	1.819	1,640	2.241
0.50 +	0.898	12.974	0.724	1.819	14,095	2.264
Total	0.324	9.057	0.263	1.268	67,095	2.256

Fuente propia

En la tabla 5.3 se muestra el tonelaje acumulado y ley promedio como una función del *Cut Off*.

Tabla 5.3 Tonelaje acumulado y ley promedio (Au g/t)

Cut Off Au (g/t)	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au Rec. (g/t)	Ag Rec. (g/t)	Material (kt)	Au Rec %
0.00	0.324	9.057	0.263	1.268	67,095	81.1
0.05	0.404	10.888	0.329	1.524	53,025	81.3
0.10	0.442	11.443	0.359	1.602	47,690	81.4
0.15	0.481	11.853	0.392	1.659	42,390	81.4
0.20	0.537	11.994	0.437	1.679	35,845	81.4
0.25	0.617	11.710	0.502	1.639	28,550	81.3
0.30	0.691	12.035	0.561	1.685	23,505	81.1
0.35	0.754	12.348	0.611	1.729	20,100	81.0
0.40	0.809	12.656	0.654	1.772	17,565	80.9
0.45	0.854	12.973	0.690	1.816	15,735	80.8
0.50	0.898	12.974	0.724	1.816	14,095	80.6

Fuente propia

La manera como debemos de interpretar la información de la tabla 5.3 es la siguiente: para un *Cut Off* de 0.10 g/t Au tendremos 47,690 Kt de mineral a una ley promedio de 0.442 g/t Au. Si llevamos a una gráfica estos datos tendremos la curva tonelaje ley. Ver Figura 5.1.

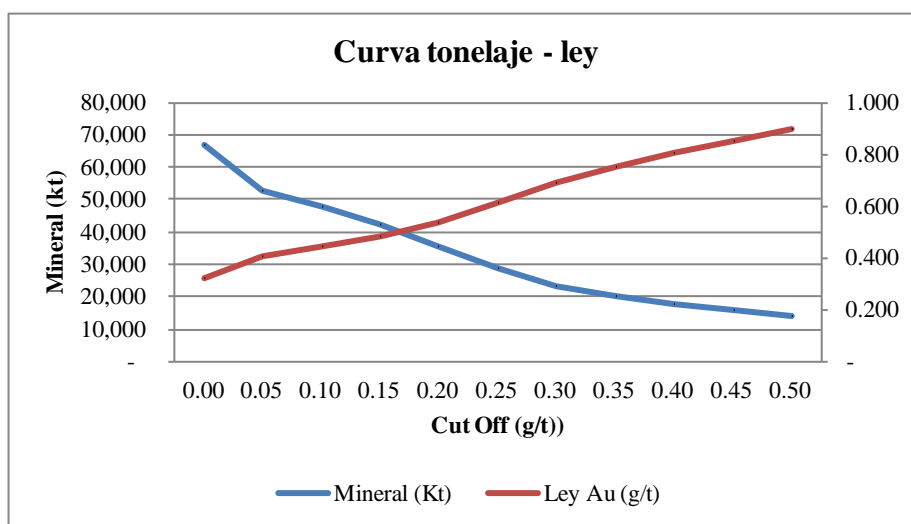


Figura 5.1 Curva tonelaje ley

5.3. Definición de parámetros del modelo y variables de decisión

Para desarrollar nuestro modelo de optimización hemos definido los siguientes parámetros y variables de decisión:

g : *Cut Off*, es una variable de decisión.

T : longitud del período de tiempo, es una variable de decisión.

Q_m : tonelaje de material a minar, este valor es constante.

Q_h : tonelaje de mineral, está en función del *Cut Off*.

g_{avg} : ley promedio del mineral, está en función del *Cut Off*.

γ : porcentaje de recuperación del proceso.

Q_k : cantidad de metal, está en función del mineral, ley promedio y porcentaje de recuperación del proceso.

p : precio del metal.

k : costo de ventas.

h : costo de procesar una tonelada de mineral.

m : costo de minar una tonelada de material.

f : costo fijo por año.

d : tasa de descuento.

CF : flujo de caja del proyecto.

NPV : valor presente neto del proyecto.

Con ellos podremos definir el flujo de caja (CF) y el valor presente neto (NPV) del proyecto según las siguientes ecuaciones:

$$CF = (p - k) \times Q_k - h \times Q_h - m \times Q_m - f \times T$$

$$NPV = \frac{CF}{T} \times \frac{((1 + d)^T - 1)}{(d \times (1 + d)^T)}$$

5.4. Formulación y solución del problema

Para determinar cuál es el *Cut Off* óptimo que nos permita maximizar el flujo de caja y el valor presente debemos de elaborar un modelo de programación no lineal.

Este modelo tendrá como variables de decisión el *Cut Off* (g), el tiempo de vida del proyecto (T) y como restricciones la cantidad de mineral (Q_h), la cantidad de metal a producir (Q_k) y el rango en el cual evaluaremos el *Cut Off*. Cabe resaltar que todas estas variables son no negativas.

El tiempo de vida del proyecto (T) dependerá principalmente de la cantidad de mineral a procesar y debido a que estamos evaluando una fase de minado el tiempo mínimo requerido se determinará dividiendo el material total de la fase 67,095 Kt entre la capacidad de minado 13,500 Kt lo cual nos da como resultado 4.97 años. Por lo tanto una primera restricción será:

$$s. t. 1: \quad T \geq 4.97 \text{ años}$$

La cantidad de mineral (Q_h), ley promedio (g_{avg}) y porcentaje de recuperación (γ) están en función del *Cut Off* (g). A partir de la información de la tabla 5.3 podemos obtener las siguientes ecuaciones:

$$Q_h = -147,571 \times g^2 - 77,319 \times g + 57,156$$

$$R^2 = 0.9997$$

$$g_{avg} = 2.9152 \times g^2 + 0.1666 \times g + 0.3911$$

$$R^2 = 0.9983$$

$$\gamma = -48.176 \times g^3 + 10.95 \times g^2 + 0.3265 \times g + 81.268$$

$$R^2 = 0.9996$$

En todas estas ecuaciones el coeficiente de determinación R^2 es cercano a la unidad, para un *Cut Off* (g) que está en el rango de 0.05 a 0.25, resultando adecuado para nuestro propósito de optimización.

Con estas ecuaciones y la información de la tabla 5.1 podemos adicionar las siguientes restricciones:

$$s. t. 2: 7,000 \times T - Q_h \geq 0$$

$$s. t. 3: 110 \times T - Q_k \geq 0$$

$$s. t. 4: 0.05 \leq g \leq 0.25$$

$$s. t. 5: g_{avg}, Q_h, \gamma, Q_k \geq 0$$

Nuestras funciones objetivo a maximizar serán el flujo de caja (CF) y valor presente (NPV):

Función Objetivo 1:

$$\text{Max.} \quad \text{CF} = (p - k) \times Q_k - h \times Q_h - m \times Q_m - f \times T$$

y

Función Objetivo 2:

$$\text{Max.} \quad \text{NPV} = \frac{\text{CF}}{T} \times \frac{((1 + d)^T - 1)}{(d \times (1 + d)^T)}$$

Para resolver estos problemas utilizaremos la herramienta Solver de Excel, la cual aplica el algoritmo de gradiente reducido generalizado, comúnmente utilizado en la solución de problemas de programación no lineal.

5.4.1. Maximizando el flujo de caja

Cuando el objetivo es maximizar sólo el flujo de caja estamos dejando de lado el concepto de valor de dinero en el tiempo, lo que significa que no es relevante el momento en el cual se generen los flujos. Lo más importante será obtener la mayor caja al procesar el mineral en un tiempo óptimo respetando las restricciones de capacidades y los costos fijos a los cuales está sujeta la operación.

En la sección 5.4 vimos que la ecuación de flujo de caja tiene dentro de sus variables la cantidad de mineral (Q_h), ley promedio (g_{avg}), porcentaje de recuperación (γ) y el tiempo (T). De éstas variables las tres primeras están en función del *Cut Off* (g).

Reemplazando los parámetros técnicos y económicos de la tabla 5.1 en la función objetivo 1, el modelo final para optimizar el flujo de caja será el siguiente:

Maximizar:

$$CF = (1,300 - 1.50) \times Q_k - 5.29 \times Q_h - 1.88 \times 67,095 - 6,300 \times T$$

Restricciones:

$$T \geq 4.97$$

$$7,000 \times T - Q_h \geq 0$$

$$110 \times T - Q_k \geq 0$$

$$0.05 \leq g \leq 0.25$$

$$g_{avg}, Q_h, \gamma, Q_k \geq 0$$

Donde:

$$Q_h + 147,571 \times g^2 + 77,319 \times g - 57,156 = 0$$

$$g_{avg} - 2.9152 \times g^2 - 0.1666 \times g - 0.3911 = 0$$

$$\gamma + 48.176 \times g^3 - 10.95 \times g^2 - 0.3265 \times g - 81.268 = 0$$

$$Q_k - \gamma \times g_{avg} \times Q_h = 0$$

Los resultados de la solución se muestran en la figura 5.2.

g	=	0.194 g/t Au
g_{avg}	=	0.533 g/t Au
Q_h	=	36,569 Kt
Q_k	=	510 Koz Au
T	=	5.2 años
CF	=	310,336 ('000 US\$)

Figura 5.2 Resultados de la optimización del *Cut Off* para maximizar el flujo de caja

En la figura 5.3 se ve el movimiento del flujo de caja a través de distintos *Cut Off*, y se corrobora que para una ley de 0.194 g/t Au el flujo de caja es el mayor.

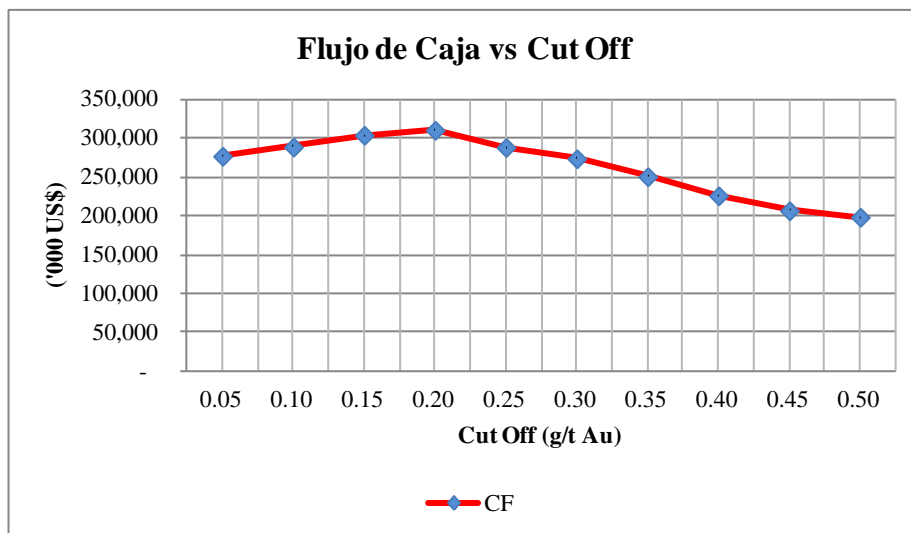


Figura 5.3 Variación del flujo de caja para distintos *Cut Offs*

5.4.2. Maximizando el valor presente neto

Para maximizar el valor presente se toma en cuenta el tiempo de vida del proyecto, la cantidad de flujo de caja generado anualmente y una tasa de descuento

Como sabemos el flujo de caja está en función de un *Cut Off*, y por esta razón también nuestro modelo de valor presente.

Utilizando las funciones de cantidad de mineral (Q_h), ley promedio (g_{avg}) y porcentaje de recuperación (γ) planteadas anteriormente y reemplazando los parámetros técnicos y económicos de la tabla 5.1 en la función objetivo 2, el modelo final para optimizar el valor presente será el siguiente:

Maximizar:

$$NPV = \frac{(1,300 - 1.50) \times Q_k - 5.29 \times Q_h - 1.88 \times 67,095 - 6,300 \times T}{T} \\ \times \frac{((1 + 10\%)^T - 1)}{(10\% \times (1 + 10\%)^T)}$$

Restricciones:

$$T \geq 4.97$$

$$7,000 \times T - Q_h \geq 0$$

$$110 \times T - Q_k \geq 0$$

$$0.05 \leq g \leq 0.25$$

$$g_{avg}, Q_h, \gamma, Q_k \geq 0$$

Donde:

$$Q_h + 147,571 \times g^2 + 77,319 \times g - 57,156 = 0$$

$$g_{avg} - 2.9152 \times g^2 - 0.1666 \times g - 0.3911 = 0$$

$$\gamma + 48.176 \times g^3 - 10.95 \times g^2 - 0.3265 \times g - 81.268 = 0$$

$$Q_k - \gamma \times g_{avg} \times Q_h = 0$$

Los resultados de la solución se muestran en la figura 5.4.

g	=	0.207 g/t Au
g_{avg}	=	0.551 g/t Au
Q_h	=	34,790 Kt
Q_k	=	501 Koz Au
T	=	5.0 años
CF	=	309,576 ('000 US\$)
NPV	=	235,017 ('000 US\$)

Figura 5.4 Resultados de la optimización del *Cut Off* para maximizar el valor presente

En la figura 5.5 se ve el movimiento del valor presente a través de distintos *Cut Off*, y se corrobora que para una ley de 0.207 g/t Au el valor presente es el mayor.

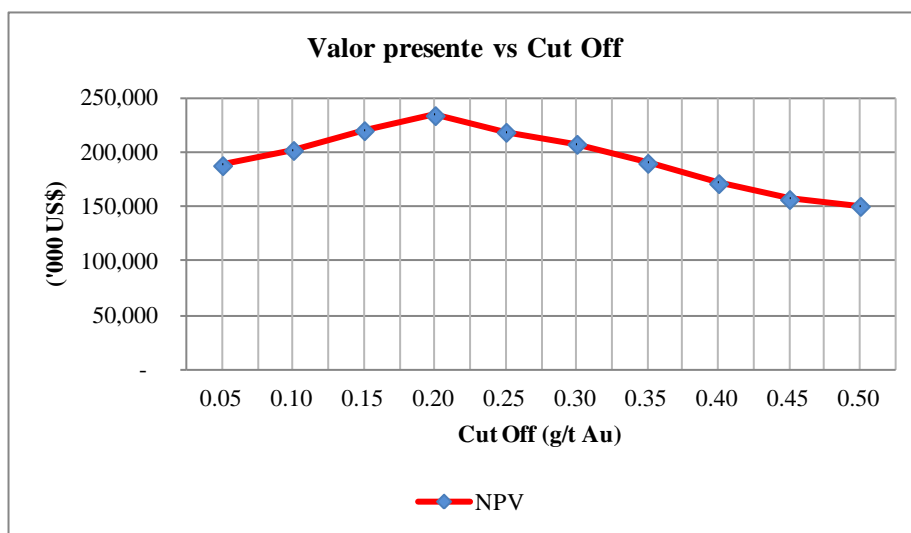


Figura 5.5 Variación del valor presente para distintos *Cut Offs*

5.5. Análisis de resultados

De los resultados obtenidos al resolver los modelos de flujo de caja y valor presente vemos que el óptimo valor del *Cut Off* es ligeramente distinto en ambos casos y posiblemente podría ser considerado no significativa su diferencia. Pero no debemos perder de vista nuestro objetivo de maximizar el valor presente y por esta razón siempre debemos de utilizar el *Cut Off* que garantice este objetivo.

En la primera parte de este capítulo mostramos que al utilizar la fórmula de *Cut Off* cuando la capacidad de planta es la limitante obtuvimos un valor de 0.183 g/t Au.

Al reemplazar este *Cut Off* en las funciones Q_h , g_{avg} , (γ) descritas anteriormente, obtenemos los siguientes resultados:

$$Q_h = -147,571 \times 0.183^2 - 77,319 \times 0.183 + 57,156$$

$$Q_h = 38,095 \text{ Kt}$$

$$g_{avg} = 2.9152 \times 0.183^2 + 0.1666 \times 0.183 + 0.3911$$

$$g_{avg} = 0.519 \text{ g/t}$$

$$\gamma = -48.176 \times 0.183^3 + 10.95 \times 0.183^2 + 0.3265 \times 0.183 + 81.268$$

$$\gamma = 81.4\%$$

Al utilizar estos valores en las fórmulas de flujo de caja (CF) y valor presente (NPV) obtenemos:

$$\begin{aligned}
 CF &= (1,300 - 1.50) \times 38,095 \times 0.519 \times 81.4\% - 5.29 \times 38,095 \\
 &\quad - 1.88 \times 67,095 - 6,300 \times 5.4 \\
 CF &= 309,812 \text{ ('000)US\$}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 NPV &= \frac{309,812}{5.4} \times \frac{((1 + 10\%)^{5.4} - 1)}{(10\% \times (1 + 10\%)^{5.4})} \\
 NPV &= 230,389 \text{ ('000)US\$}
 \end{aligned}$$

Al comparar estos resultados con los obtenidos en la solución del modelo de optimización para maximizar el valor presente vemos que se genera un decremento de -0.1% en el flujo de caja e incremento de +2.0% en el valor presente de -235 ('000 US\$) y + 4,628 ('000 US\$) respectivamente, lo cual demuestra que nuestro objetivo de maximizar el valor presente se ha conseguido por la aplicación de esta metodología.

CONCLUSIONES

1. Maximizar el flujo de caja de un proyecto no garantiza maximizar su valor presente, debemos siempre tomar en cuenta el valor del dinero en el tiempo.
2. El cálculo de un *Cut Off* que no considere las limitaciones del proyecto no garantiza un óptimo valor presente.
3. El *Cut Off* no debe ser considerado sólo como el parámetro que se utiliza para dividir el mineral del desmonte, sino debe ser visto como una herramienta que nos ayuda a incrementar el valor del proyecto.

RECOMENDACIONES

1. El cálculo del *Cut Off* no sólo debe realizarse cada vez que se genere una fase de minado, sino debe reevaluarse frecuentemente y comparar los resultados esperados con los resultados obtenidos.
2. La información con la cual se determina los parámetros involucrados en el cálculo del *Cut Off* deben de ser revisados minuciosamente a fin de evitar una mala asignación en los costos variables y fijos.
3. Es importante que nuestros modelos utilizados para estimar tonelajes, leyes, recuperación etc., basados en la ley de corte tengan un coeficiente de determinación (R^2) lo más cercano a uno. De esta manera reduciremos el error incurrido por el uso del modelo en nuestros cálculos.
4. Es importantes revisar cuál es el porcentaje de dilución de la operación al momento de asignar un *Cut Off*, pues de nada servirá la precisión que se le quiera dar, mientras el incremento de mineral esté muy por debajo de la cantidad de material que pasa al proceso por este efecto.

BIBLIOGRAFÍA

LANE, K.F. (1988). The Economic Definition of Ore cutoff grades in Theory and Practice, London: Mining Journal Books.

KHODAYARI, A. & JAFARNEJA, A. The effect of price changes on optimum cut-off grade of different open-pit mines, Journal of Mining & Environment: Vol.3, No.1, 2012, 61-68.p.

BASCETIN, A. & NIETO, A. Determination of optimal cut-off grade policy to optimize NPV using a new approach with optimization factor, The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy: Vol.107, February 2007, 87-93.p.

GARAY, E.; VOLKERT, D.; & McEWAN, C. (1999). Pierina Au-Ag deposit, Cordillera Negra, north-central Perú: Congreso Internacional de Prospectores y Exploradores, 1, (ProEXPLO'99) Lima, 1999, Primer volumen de monografías de yacimientos minerales peruanos: historia, exploración y geología. Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, Lima, 23–25 p.

BARRICK GOLD CORPORATION. Barrick reporting guidelines reference for mineral reserves and resources. Section 13, 1-98.p.

ANEXOS

Anexo 1

Seteo de modelo para maximizar el flujo de caja (CF)

Seteo de modelo para maximizar el flujo de caja (CF)

	A	B	
183			
184	COG (g)	0.183	
185	g_{avg}	0.519	
186	Q_h	38,095	Kt
187	Q_k	517	Koz
188	T	5.4	years
189	Recovery	81.4	%
190	Q_m	67,095	Kt
191	m	1.88	\$/t
192	h	5.29	\$/t
193	T&R	1.497	\$/oz
194	fixed cost	6,300	('000 US\$)
195	Price	1,300	\$/oz
196	Discount Rate	0.1	TEA
197	CF	309,812	('000 US\$)
198			
199	Max NPV	230,389	('000 US\$)
200			
201	Constraints		
202	T	5.44	>= 4.97
203	COG	0.05	between 0.25
204	Q_h	0.00	>= 0
205	Q_k	81.28	>= 0

$g_{avg} = 2.9152 * g_2 + 0.1666 * g + 0.3911$

$Q_h = -147571 * g_2 - 77319 * g + 57156$

$y (\%) = -48.176 * g_3 + 10.95 * g_2 + 0.3265 * g + 81.268$

Seteo de restricciones

Solver Parameters

Set Target Cell:

Equal To: Max Min Value of:

By Changing Cells:

Subject to the Constraints:

Resultados de optimización

	A	B	C	D	E	F	G
1	Microsoft Excel 12.0 Answer Report						
2	Worksheet: [Grade Distribution Fase5C1.xlsx]Max. NPV sensit prices (5años)						
3	Report Created: 31/10/2013 08:45:39 p.m.						
4							
5							
6	Target Cell (Max)						
7		Cell	Name	Original Value	Final Value		
8		\$B\$197	CF g/t	309,812	310,336		
9							
10							
11	Adjustable Cells						
12		Cell	Name	Original Value	Final Value		
13		\$B\$184	COG (g) g/t	0.183	0.194		
14							
15							
16	Constraints						
17		Cell	Name	Cell Value	Formula	Status	Slack
18		\$B\$202	T g/t	5.22	\$B\$202>=\$D\$202	Not Binding	0.25
19		\$B\$204	Qh g/t	0.00	\$B\$204>=\$D\$204	Binding	0.00
20		\$B\$205	Qk g/t	64.18	\$B\$205>=\$D\$205	Not Binding	64.18
21		\$B\$184	COG (g) g/t	0.194	\$B\$184<=\$D\$203	Not Binding	0.055757494
22		\$B\$184	COG (g) g/t	0.194	\$B\$184>=\$B\$203	Not Binding	0.144

Anexo 2

Seteo de modelo para maximizar el valor presente (NPV)

Seteo de modelo para maximizar el valor presente (NPV)

	A	B	
183			
184	COG (g)	0.183	
185	g_{avg}	0.519	
186	Q_h	38,095	Kt
187	Q_k	517	Koz
188	T	5.4	years
189	Recovery	81.4	%
190	Q_m	67,095	Kt
191	m	1.88	\$/t
192	h	5.29	\$/t
193	T&R	1.497	\$/oz
194	fixed cost	6,300	('000 US\$)
195	Price	1,300	\$/oz
196	Discount Rate	0.1	TEA
197	CF	309,812	('000 US\$)
198			
199	Max NPV	230,389	('000 US\$)
200			
201	Constraints		
202	T	5.44	>= 4.97
203	COG	0.05	between 0.25
204	Q_h	0.00	>= 0
205	Q_k	81.28	>= 0

$g_{avg} = 2.9152 * g_2 + 0.1666 * g + 0.3911$

$Q_h = -147571 * g_2 - 77319 * g + 57156$

$y (\%) = -48.176 * g_3 + 10.95 * g_2 + 0.3265 * g + 81.268$

Seteo de restricciones

Solver Parameters

Set Target Cell:

Equal To: Max Min Value of:

By Changing Cells:

Subject to the Constraints:

Resultados de optimización

	A	B	C	D	E	F	G
1	Microsoft Excel 12.0 Answer Report						
2	Worksheet: [Grade Distribution Fase5C1.xlsx]Max. NPV sensit prices (5años)						
3	Report Created: 31/10/2013 08:50:33 p.m.						
4							
5							
6	Target Cell (Max)						
7		Cell	Name	Original Value	Final Value		
8		\$B\$199	Max NPV g/t	230,389	235,017		
9							
10							
11	Adjustable Cells						
12		Cell	Name	Original Value	Final Value		
13		\$B\$184	COG (g) g/t	0.183	0.207		
14							
15							
16	Constraints						
17		Cell	Name	Cell Value	Formula	Status	Slack
18		\$B\$202	T g/t	4.97	\$B\$202>=\$D\$202	Binding	-
19		\$B\$204	Qh g/t	0.00	\$B\$204>=\$D\$204	Binding	0.00
20		\$B\$205	Qk g/t	45.28	\$B\$205>=\$D\$205	Not Binding	45.28
21		\$B\$184	COG (g) g/t	0.207	\$B\$184<=\$D\$203	Not Binding	0.042727733
22		\$B\$184	COG (g) g/t	0.207	\$B\$184>=\$B\$203	Not Binding	0.157

Anexo 3

Diagrama de flujo de la optimización del *Cut Off* para maximizar el valor presente utilizando programación no lineal

Diagrama de flujo de la optimización del *Cut Off* para maximizar el valor presente utilizando programación no lineal

