

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA**



**“DESCRIPCION DE UNA METODOLOGIA DE DISEÑO  
DE UN TAJO ABIERTO”**

**INFORME DE SUFICIENCIA**

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

**ELABORADO POR:  
JARDEY MIKEY CALAMPA PINEDO**

**ASESOR:  
ING. AUGUSTO TEVES ROJAS**

**LIMA - PERÚ  
2014**

## **AGRADECIMIENTO**

A Minera Yanacocha S.R.L. por apoyarme en mi informe.

A mis compañeros de trabajo, por prestar su tiempo para este fin.

A los profesores de la Universidad Nacional de Ingeniería y mis colegas que me  
brindaron su valioso apoyo en mi formación profesional.

## **DEDICATORIA**

A Dios y mis padres por darme la vida

A Patricia, mi esposa por su motivación y apoyo

A mi hijo Aarón por ser la inspiración de mi trabajo

## ÍNDICE

	Pág.
CAPITULO I IMPORTANCIA DE LA GEOLOGIA EN EL DISEÑO DE MINA .....	13
1.2    Geología Local.....	14
1.2.1 Litología .....	15
1.2.2 Alteración.....	16
CAPITULO II MODELAMIENTO GEOLÓGICO .....	20
2.1 Campañas de Perforación .....	21
2.2 Logueo .....	21
2.3 Caracterización e Interpretación Geológica .....	22
2.4 Modelo Geológico .....	24
2.5 Caracterización Matemática .....	25
2.5.1 Estadística.- .....	25
2.5.2 Geoestadística.- .....	28
2.6 Modelo de Leyes .....	30
2.7 Recursos Geológicos.....	30
2.8 Reservas.....	33
CAPITULO III MODELAMIENTO GEOTÉCNICO .....	34
3.1 Interpretación geotécnica .....	34
3.2 Clasificación Geomecánica.....	36
3.3 Propiedades de los Materiales .....	37
3.4. Análisis de Estabilidad por Equilibrio Límite .....	38
3.5. Análisis Estabilidad bajo cargas sísmicas .....	47
3.6 Análisis Cinemático .....	48
3.7. Diseño de catch-bench receptor: .....	51

CAPITULO IV OPTIMIZACIÓN DEL TAJO	54
4.1 TOPOGRAFIA INICIAL.....	54
4.2 MODELO DE RECUPERACIÓN METALURGICA.....	56
4.3 PRECIO DE LOS METALES:.....	56
4.4 MODELO DE REVENUE.....	56
4.5 FACTOR DE DESCUENTO.....	57
4.6 PARAMETROS GEOTECNICOS .....	59
4.7 COSTOS:.....	59
4.7.1 Costo operativo (OPEX).. .....	60
4.7.2 Costo de Capital (CAPEX). . .....	63
4.7.3 Clasificación de otros Gastos asociados a los costos unitarios .....	63
4.7.4 Agrupación de los Costos Unitarios. ....	70
4.8 ALGORITMO DE LERCHS GROSSMAN .....	71
CAPITULO V DISEÑO DEL TAJO Y EVALUACIÓN ECONOMICA	71
5.1 Ancho y pendiente de la rampa: .....	72
5.2 Sensibilidad de Parámetros geotécnicos .....	73
5.3 Zonificación del tajo para ubicación de la rampa .....	73
5.4 Diseño del tajo operativo y evaluación económica .....	74
CAPITULO VI MINA PATRICIA – MYSRL .....	74
6.1 Minado.....	76
6.2 Procesamiento .....	78
6.3 Preminado.....	79
6.4 Botaderos y Stocks .....	79
6.5 Equipo de Minado.....	79
6.6 Optimización con Learch&Grossman .....	80
6.7 Modelo Metalúrgico.....	81
6.8 Modelo de Clasificación de recursos.....	82
6.9 Ángulos Geotécnicos .....	83
6.10 Precio de los metales: .....	83
6.11 Tasa de descuento.....	83

6.12 Costos Unitarios .....	84
6.12.1 Costos unitarios de Minado .....	84
6.12.2 Costos unitarios de Proceso .....	84
6.12.3 Gastos Generales y de Soporte.....	84
6.12.4 Costo de Capital Inicial y de Sostenimiento .....	85
6.12.5 Regalías.....	85
6.13 Selección de tajo y resultados de la Optimización Lerch&Grossman .....	86
6.14 Resumen de Resultados .....	90
6.15 Diseño del Tajo.....	90
6.16 Leyes de oro en el diseño de Patricia (por bancos) .....	91
6.17 Cono Vs. Diseño del Tajo .....	92
6.18 Diseño de Fases.....	92
6.19 Modelo Financiero.....	893
6.20 Analisis de Sensibilidad.....	893
CONCLUSIONES: .....	
RECOMENDACIONES .....	96
BIBLIOGRAFIA:.....	

## ÍNDICE DE FIGURAS

		<b>Pág.</b>
Figura 1.1	De Saderholm, 2002	15
Figura 1.2	Mapa litológico de Patricia	16
Figura 1.3	Corte en sección E-W de la litología de Patricia.	16
Figura 1.4	Vista en planta del Mapa de Alteración de Patricia	17
Figura 1.5	Corte en sección E-W del Mapa de Alteración de Patricia	18
Figura 2.1	Flujo del cálculo de las reservas geológicas	20
Figura 2.2	Litología en la sección N35° mirando hacia el N° 125 Proyecto Chaquicocha Sur	23
Figura 2.3	Alteración en la sección N35° mirando hacia el N° 125 – Proyecto Chaquicocha Sur	23
Figura 3.1	Esquema estático Morgenstern – Price	36
Figura 3.2	Función Half-sine	37
Figura 3.3	Análisis de estabilidad de taludes de la sección A de Patricia. Método: Morgenstern Price	42
Figura 4.1	Comparación de \$/ton (eje Y) y EFH promedio (Eje X)	57
Figura 4.2	Comparación de \$ (eje Y) y Producción Onzas (Eje X)	58
Figura 4.3	Procedimiento de Lerchs-Grossman 2D	62
Figura 4.4	Ejemplo de cómo calcular los valores de Pij para la columna 11, utilizando los valores de Mij a partir de la columna 11.	64
Figura 5.1	Esquema de una sección transversal, la línea sólida representa el contorno del cono y las líneas punteadas representan dos posibles alternativas de posición para una rampa.	67
Figura 6.1	Principales estructuras de Patricia	71
Figura 6.2	Diseño del Botadero	72
Figura 6.3	Curvas de Optimización con Whittle para Patricia	80
Figura 6.4	Tonelaje y ley por Bancos – Patricia	81
Figura 6.5	Tonelaje y Au contenido	82
Figura 6.6	Mineplan Stage 4 - Au Recovery & Au Production	83
Figura 6.7	Gráfico de resultados del análisis de sensibilidad	86

## ÍNDICE DE TABLAS

		<b>Pág.</b>
Tabla 3.1	Parámetros de resistencia de los esfuerzos efectivos	35
Tabla 3.2	Parámetros de resistencia para los materiales rocosos, usando el criterio de falla de Hoek y Brown	35
Tabla 3.3	Resumen de la estimación de deformación sísmica	45
Tabla 6.1	Tipos de alteración del depósito	75
Table 6.2	Metallurgic Ore Type Criteria Classification	75
Tabla 6.3	Fórmula de Recuperación Metalúrgica	76
Tabla 6.4	Geotechnical Parameters for Marleny Project.	77
Tabla 6.5	Costos de minado para Patricia	78
Tabla 6.6	Costos de Procesamiento con cianuro.	78
Tabla 6.7	Gastos Administrativos y de Soporte	79
Tabla 6.8	Costo de Capital Inicial y de Sostenimiento	79
Tabla 6.9	Métricas del diseño de Patricia	81
Tabla 6.10	Comparación tonelajes y leyes contenidas dentro del tajo optimizado y el diseño basado en el cono de 1500\$/oz.	82
Tabla 6.11:	Modelo Financiero de Patricia	84

## NOMENCLATURA

G&A	Gastos Administrativos
AuCN	Oro Cianurable
AuFA	Oro de Ensayo
CuCN	Cobre Cianurable
BFA	Angulo de la cara del banco (Bech Face Angle)
IRA	Angulo Interrampa (Inter Ramp Angle)
REVENUE	Beneficio
NPV	Valor Presente Neto
IRR	Índice de Rentabilidad
LG	Algoritmo de Lerchs&Grossman
DDH	Perforación Diamantina
RC	Perforación Circulación Reversa
RQD	Designación de Calidad de la Roca
NCV	Medida del potencial de generar aguas Acidas (Net Carbonate Value)
RMR	Valoración del Macizo Rocoso
UCS	Resistencia a la Compresión Uniaxial
SC2,SC3	Silica Clay 2 y 3 Material con 30% finos
FoS	Factor de Seguridad
CAPEX	Costos de Capital
OPEX	Costos Operativos
EFH	Distancia plana Equivalente
PAG	Material Generador de Aguas acidas
NPAG	Material No Generador de Aguas acidas
SS	Sulphide Sulfur
EWTP	Planta de tratamiento de Aguas de exceso
AWTP	Planta de tratamiento de Aguas Acidas

## RESUMEN

El propósito de este trabajo es proporcionar una metodología de diseño de un tajo abierto, diseño de fases, incluyendo rampa(s) de acceso en base a los resultados de un análisis de límite de tajo final (pit óptimo) y de acuerdo a criterios operacionales, de seguridad, y especificaciones geotécnicas. El diseño de un tajo proporciona un diseño completo (geometría del tajo), fases establecidas, necesarias para extraer las reservas normalmente determinadas por el límite del tajo óptimo. También será la base para proveer los reportes correspondientes al tonelaje y las leyes del tajo diseñado y sus fases intermedias que se utilizarán en la programación detallada de producción para apoyar una operación minera rentable y viable, con la consideración de los factores geológicos, ambientales y sociales. Este diseño detallado deberá tener el nivel de precisión adecuado para las decisiones de inversión y todas las oportunidades y los riesgos identificados en relación con el desarrollo de la mina.

Utilizaremos conos (tajos) anidados basados en diferentes ángulos y en diferentes zonas de la pared del tajo para determinar la posición más económica del sistema de rampas, mientras que se define los bordes del tajo en diferentes bancos.

Luego se realizarán repetidos análisis de optimización Lerch&Grossman con el fin de identificar si el tajo permite minar más desmonte o se tiene que dejar el

mineral en la tierra. Como regla general, cuando los depósitos de pendiente fija producen crestas similares a las del tajo óptimo, entonces las rampas se pueden diseñar en el interior del tajo. Sin embargo, si se observan toes similares en tajos que se generan con ángulos planos, entonces, las rampas deben ser diseñadas para extraer más desmonte para tener acceso al mineral - diseño fuera de los límites del tajo óptimo.

Además consideraremos la posibilidad de ubicar la rampa en las paredes con altura mínima, diseñamos y evaluamos opciones alternativas de rampa. Costo incremental y cálculos de ingresos serán utilizados para identificar la alternativa más económica. Dependiendo del alcance y el calendario del proyecto, estudios de trade-off se podrían realizar para comparar el costo de la pérdida por desbroce adicional y / o pérdida de mineral contra las diferencias en los costos de transporte.

## **ABSTRACT**

The purpose of this paper is to provide a methodology to design an ultimate open pit, phase (push-back) design(s) including ramp access (es) based on optimal pit limit analysis results and in accordance to the Mine Design operational criteria, safety and geotechnical specifications. The open pit Mine design shall provide a completed ultimate pit design (mine geometries), a completed pit phases establishment, necessary to mine the reserve typically determined by the optimal pit limit and phase analysis. It shall also provide the associated grade and tonnage reports from the ultimate designed pit and intermediate mining phases to be utilized for detailed production scheduling to support a profitable and viable mining operation, with consideration of geological, environmental and social factors. This detailed design will be at the accuracy level which is suitable for investment decisions and all identified opportunities and risks associated with the development of the mine.

Use pit shells which are based on flatter slopes in different pit wall areas to determine the most economic position of the ramp system while you are defining the

pit outlines at different benches. The slopes will have been flattened to represent the expected number of ramps in the different pit walls.

Repeated LG analyses shall be performed in order to identify whether the pit economics support mining more waste or abandoning ore in the ground. As a generality when flattened slope shells produces similar crests to the optimal pit shell, then pit haul ramps may be designed inside the shell rather than outside the shell. However if the similar toe locations are observed in pit shells that are generated with flattened slopes, then ramps should be designed to mine more waste to access the ore - design outside of base pit limit layout.

Consider locating the ramp on walls with minimum height, design and evaluate alternative ramp options. Incremental cost and revenue computations should be used to identify the most economical alternative. Depending on project scope and timing, trade-off studies could be performed to compare the cost of extra stripping and/or ore loss against expected differences in haulage costs.

## INTRODUCCIÓN

Cuando diseñamos las vías para permitir el acceso a los diferentes bancos y las etapas del tajo, esta adición de las vías de acarreo representa un efecto importante en la economía del tajo optimizado. La ubicación de las vías dentro del tajo deberá estudiarse con el fin de minimizar este impacto. Para ello se tendrá en cuenta el ancho y la pendiente de la rampa, los mismos que dependen del tipo de equipo previsto para las operaciones mineras, gradientes máximas y las vías deberán tener la capacidad de tráfico de dos vías, incluyendo las bermas de seguridad y las cunetas.

Si bien es aceptable superar la gradiente máxima en distancias cortas, en los últimos bancos podemos establecer gradientes más pronunciadas (normalmente 12% en las grandes operaciones a cielo abierto) y en vías estrechas (tránsito en un solo sentido) para maximizar las reservas de mineral.

Determinar la mejor ubicación para el acceso al tajo basándose en la proximidad de instalaciones de proceso y ubicaciones de botaderos y stocks. Esta ubicación se convertirá en objetivo de todos los puntos dentro del tajo, pero el objetivo de reducir al mínimo el desbroce puede determinar la salida del tajo en otro lugar.

Además decidir el número de accesos a las zonas de mineral y tener múltiples accesos proporcionan flexibilidad en las operaciones y garantizan el acceso a las

fases de la mina en el caso de que uno de los accesos esté cerrado por una razón imprevista. Sin embargo, varios accesos den probablemente como resultado un desbroce adicional. Establecer las fases intermedias en el tajo, con el objetivo fundamental de subdividir los materiales en el interior del tajo final para que el "mejor" material pueda ser extraído lo más rápido posible hará que el valor presente neto de los recursos se puede maximizar. Para el diseño de las fases del tajo se deberán tener en cuenta también el ancho suficiente para poder minar con el equipo minero elegido, se deberá determinar la secuencia de minado que prioriza las áreas más rentables del tajo, el diseño del sistema de rampas en las fases del tajo debe ser compatible con la secuencia establecida y se tratar de acceder al mineral tan pronto como sea posible mediante el uso de la geometría de las fases y anchos que permiten altas tasas de avance vertical, deberemos considerar también la interferencia con otras instalaciones o potenciales expansiones de mina, manejo de aguas superficiales, consideraciones ambientales y sociales.

## **CAPITULO I**

### **IMPORTANCIA DE LA GEOLOGIA EN EL DISEÑO DE MINA**

La información geológica es muy importante y fundamental para el proceso de diseño de un tajo abierto, ya que todos los trabajos posteriores en la evaluación de un proyecto como el diseño de una tajo, el cálculo de reservas, evaluaciones económicas, etc. dependen de éste, imaginemos qué puede suceder si es que la información geológica no es correcta o esta errada o una mala interpretación de los límites geológicos. A nivel mundial se han dado muchos casos de cálculo de reservas errados, como consecuencia de una mala colección y/o interpretación de los datos.

El objetivo de este capítulo es básicamente hacer una descripción general de algunos aspectos geológicos y reiterar la importancia de la geología en el diseño de una Mina a Tajo Abierto.

#### **1.1 Geología Regional**

En la determinación de un yacimiento la geología regional es de gran ayuda, debido a que permite relacionar el yacimiento con algún cinturón, como es el caso de los yacimiento de Cobre del Sur, ello nos permite incluso hablar de

distritos mineros o por ejemplo la mineralización de oro en el distrito de Yanacocha que forma parte del cinturón de Depósitos polimetálicos que están ubicados a lo largo de la Cordillera de los Andes, y el cual está asociado al volcanismo Cenozoico y las rocas intrusivas (Turner, 1997).

## **1.2 Geología Local**

La geología local es diferente en cada uno de los yacimientos minerales, lo importante para la determinación de los recursos es analizar si la litología, estratigrafía, alteración y/o mineralización son controles del enriquecimiento mineralógico.

El distrito de Yanacocha es un conjunto de depósitos epitermales de alta sulfuración ubicado en los Andes del norte del Perú (Turner, 1997). La alteración y la mineralización son típicas de estos tipos de depósitos como se describe por Hedenquist (2000), Sillitoe y Hedenquist (2003).

El depósito Patricia, sobre el cual detallaremos en el último capítulo, es un yacimiento de baja ley. Se encuentra en el borde sureste del complejo Yanacocha, que es el mayor depósito de oro y plata en el distrito.

Las principales secuencias litológicas en Patricia son las mismas tal como se define en Cerro Yanacocha. Estas secuencias son: la Andesita Inferior una secuencia de hornblenda a hornblenda-biotita toba cristalina andesita y toba y los flujos de cristal-lítica. Cubriendo la Andesita Inferior es una unidad finamente laminada, a nivel local con textura eutaxítica e intercaladas con los sedimentos epiclásticos y lacustres (TFT). El TFT es seguido por un cristal-rica secuencia de toba con ignimbrita débilmente eutaxítica (Teut), y

una secuencia de tobas de cristal líticos con localmente abundantes clastos previamente alterados (Ult)

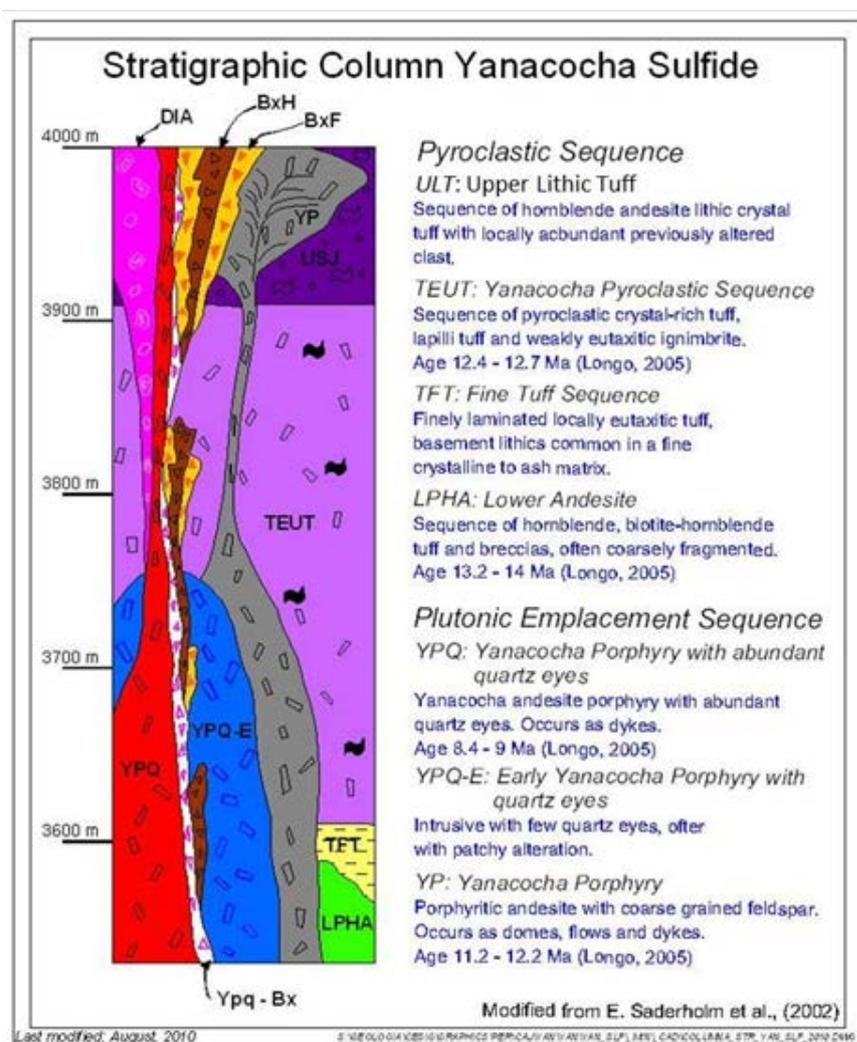
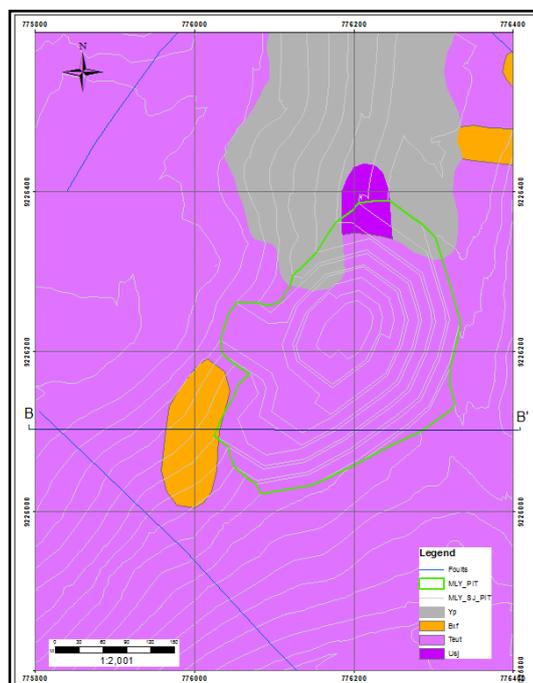


Figura 1.1 De Saderholm, 2002

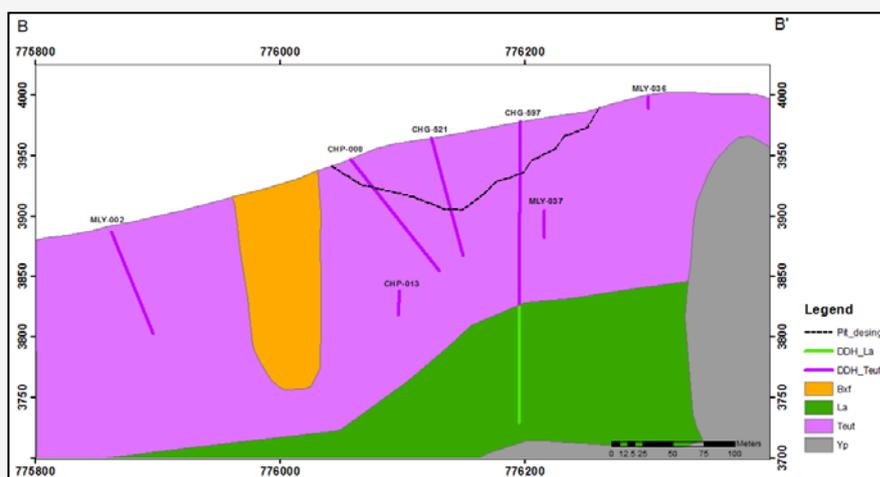
### 1.2.1 Litología

Dentro de la zona del proyecto Patricia; un cristal rico flujo de andesita plagioclasa localmente conocido como Yanacocha pórfido (Yp), aflora en el norte y el este. La secuencia volcánica Ult (USJ) se limita a la parte superior de la secuencia. La secuencia de toba rica en cristales (Teut) es la roca más abundante en el proyecto y se asocia con la mineralización de oro. Estas rocas volcánicas son cortadas por una serie de múltiples fases freáticas,

brechas hidrotermales e intrusivas y al menos tres fases de andesita a dacitas intrusivas (Figuras 1.2 y 1.3).



**Figura 1.2 Mapa litológico de Patricia**

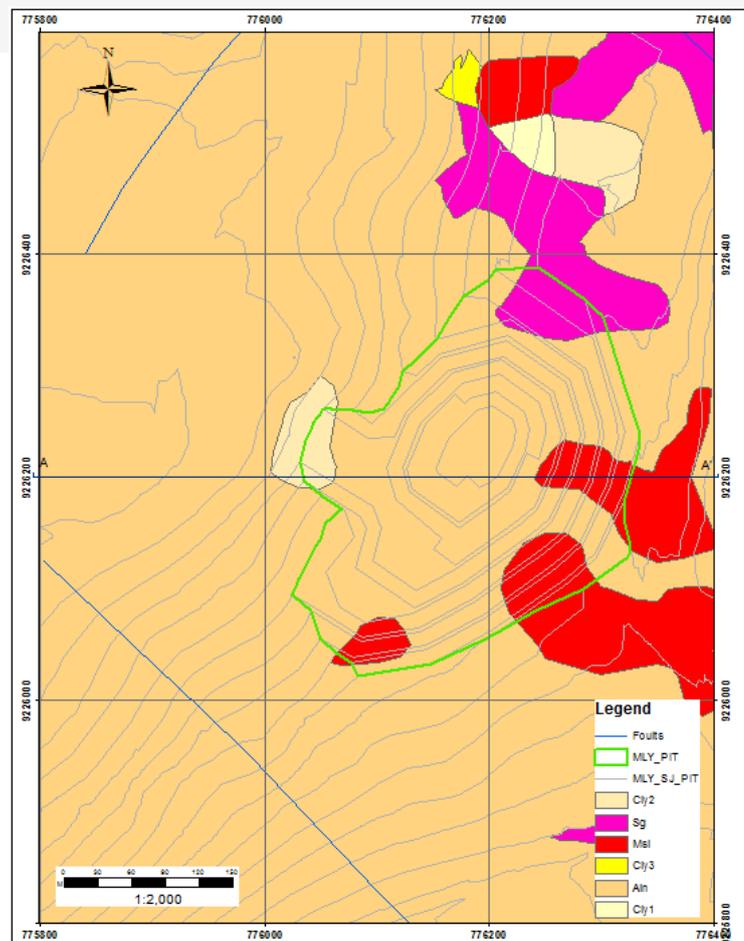


**Figura 1.3 Corte en sección E-W de la litología de Patricia.**

### 1.2.2 Alteración

La parte superior del depósito, que alberga la mineralización de óxido, está dominada por la alteración sílice-alunita, en menor cantidad sílice masiva y

sílice granular y vuggy limitada a pequeños cuerpos. La parte de nivel medio e inferior del depósito está dominada por ensambles argílico-avanzado de altas temperaturas que incluyen la formación de Pirofilita y diáspora. La alteración argílica y propilítica se encuentran en los ejes del depósito. (Figura 1.4 y 1.5).



**Figura 1.4 Vista en planta del Mapa de Alteración de Patricia**

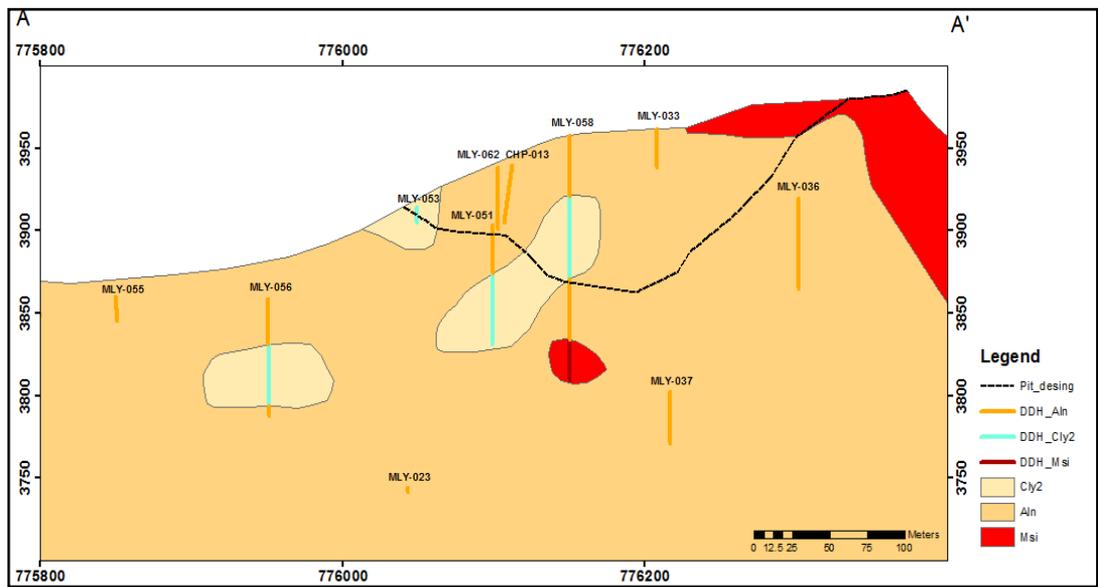
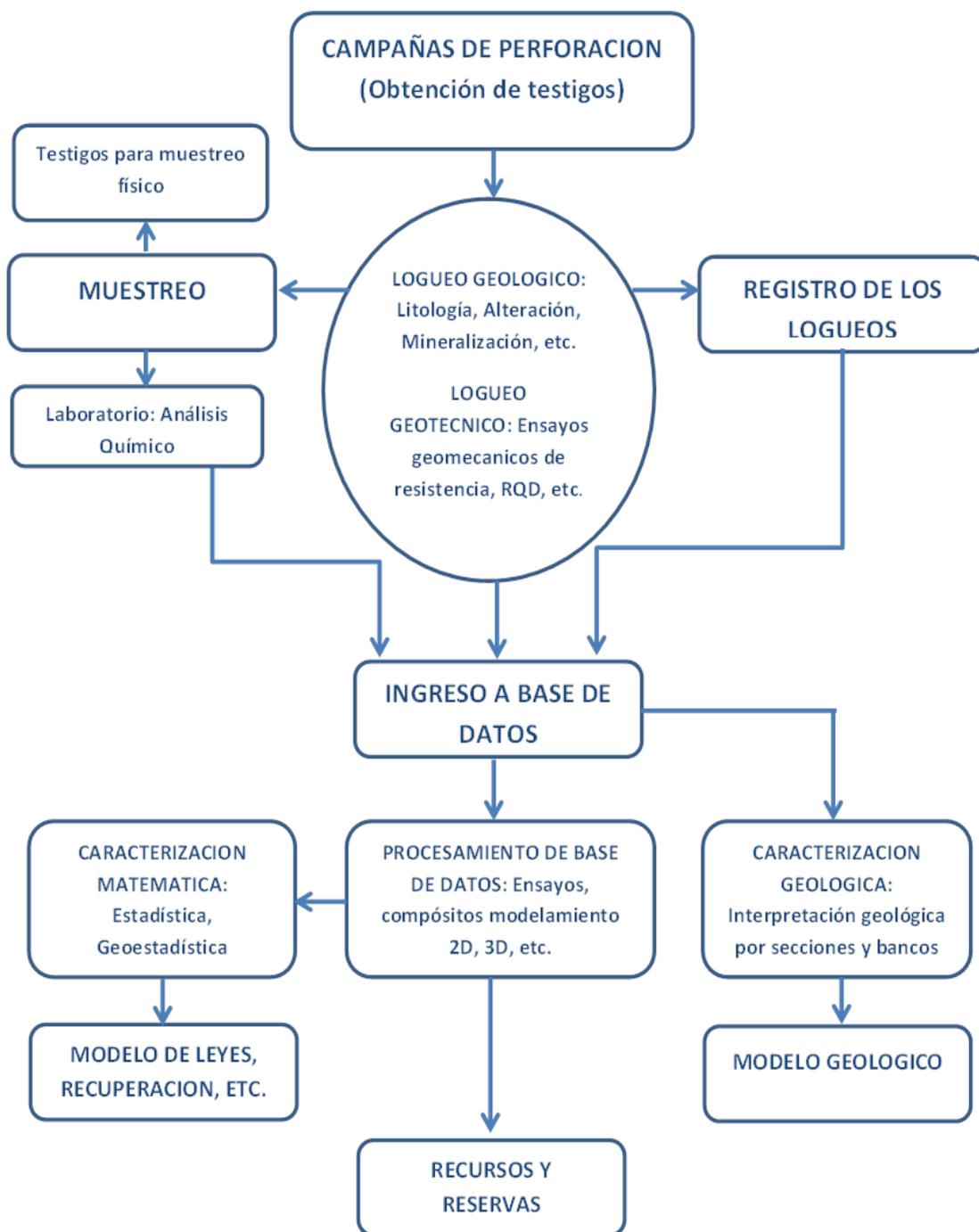


Figura 1.5 Corte en sección E-W del Mapa de Alteración de Patricia

## **CAPITULO II**

### **MODELAMIENTO GEOLÓGICO**

El modelamiento geológico es un proceso que va desde las perforaciones que se realizan en el depósito, los logeos, la caracterización geológica que nos permite tener los diversos modelos geológicos como: modelo de mineralización, modelo de alteración, modelo de litología, y todos aquellos controles de la mineralización necesarios para la caracterización matemática, la estadística y la geoestadística son herramientas que nos permiten determinar el modelo de leyes, modelos geometalúrgicos, etc. Uno de los puntos importantes del estudio es la determinación de las confianzas de los bloques, con toda la información podemos determinar los recursos y reservas en el entorno del modelo de bloques.



**Figura 2.1 Flujo del cálculo de las reservas geológicas**

## **2.1 Campañas de Perforación**

La perforación o sondajes constituyen la culminación del proceso de exploración de minerales mediante el cual se define la tercera dimensión de un prospecto y su geometría en el subsuelo. La perforación proporciona la mayor parte de la información para la evaluación final de un prospecto y en última instancia, determinará si el prospecto es explotable económicamente.

Los dos principales tipos de perforación son: Perforación Diamantina (DDH) y Circulación Inversa (RC), la información que proveen estas perforaciones nos dan las herramientas necesarias para poder determinar la calidad y cantidad del yacimiento. El cuidadoso registro de las muestras de testigos de sondajes ayuda a delinear la geometría y el cálculo del volumen de mineral y proporciona importantes datos estructurales, el espaciamiento de estas perforaciones pueden responder a una malla predeterminada y los taladros en general son verticales, pero las dificultades topográficas o la necesidad de interceptar algún cuerpo pueden hacer que la perforación tenga algún grado de inclinación.

## **2.2 Logueo**

Los testigos de las perforaciones se almacenan en cajas especialmente diseñadas que contienen compartimentos para mantener secciones del testigo. Las cajas, generalmente de medidas estándar, contienen cuatro compartimentos que permiten almacenar los testigos. El testigo de perforación primero se lava y se registra ("loguea") por un geólogo calificado, y luego se divide por la mitad para obtener muestras para los análisis geoquímicos.

Para obtener un testigo de sondaje se requiere gastar mucho tiempo, esfuerzo y dinero, por lo que su estudio y registro debe hacerse con mucho cuidado. Se utiliza un formulario de "logueo" (registro) normalizado para mapear el testigo o se realiza directamente en una PC que luego será transferida a una base de datos central. El formulario tiene columnas para cada uno de los tipos de información que se registra, con marcas de graduación indicando el metraje. La información generalmente incluye Nivel, Nro. Muestra, diámetro del núcleo, tope de Yeso, % de recuperación, litología, alteración, mineralización, los datos de calidad de la roca (RQD), detalles estructurales (mineralización, litología, alteración), densidad, intensidad de alteración, etc. De manera similar el área de Geotécnica obtiene información geotécnica que le permita clasificar el macizo rocoso para el análisis de estabilidad de taludes.

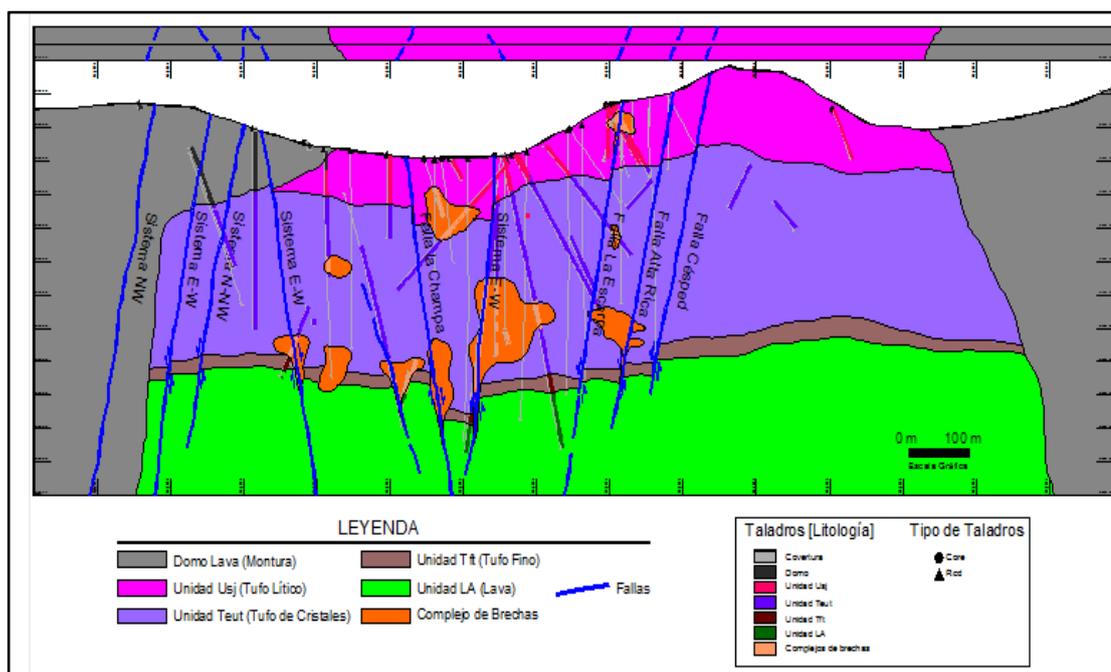
Finalmente la información proveniente del logueo, se lleva en diferentes formatos a una base de datos para su fácil procesamiento, en el mercado existen diferentes software que permiten guardar toda esta información de manera sencilla.

### **2.3 Caracterización e Interpretación Geológica**

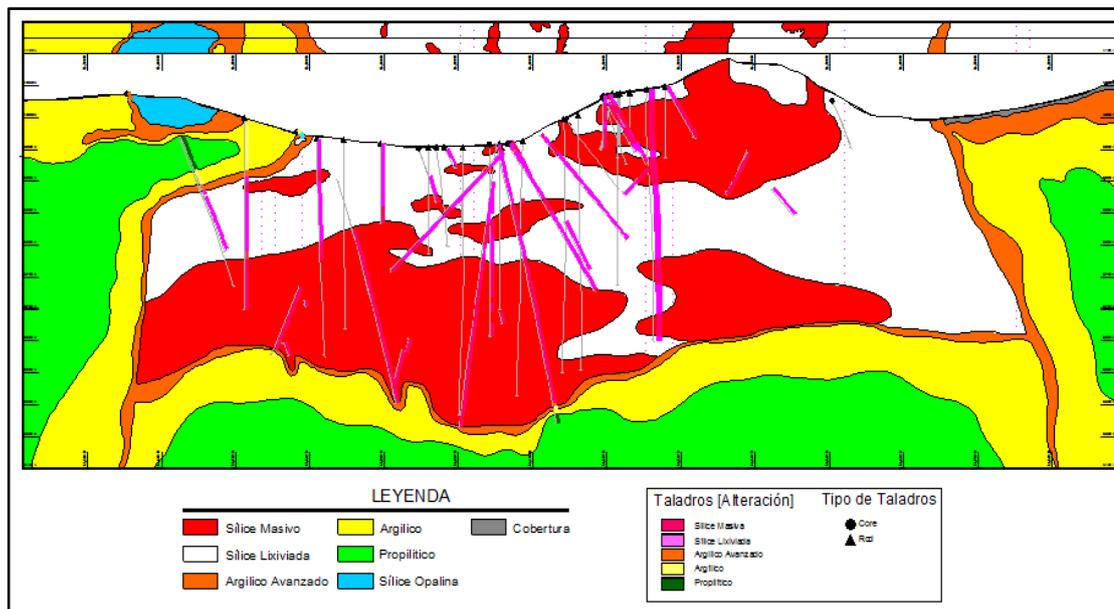
Ahora, el geólogo puede interpretar la geometría de la zona mineralizada mediante la extrapolación entre los taladros de perforación, que es una cuestión de conectar la parte superior e inferior de la zona mineralizada de un sondaje a otro. La geología se puede interpretar de diferentes maneras

por diferentes geólogos. Para ayudar en la interpretación, se construyen secciones adicionales en base a la información obtenida, que muestran diferentes aspectos de los datos de perforación. Por ejemplo, otra sección de perforación puede mostrar una alteración específica o tipo de mineralización. En cada sección impresa o en computadora se va haciendo la interpretación geológica mediante contorneos. Por ejemplo, si lo que se desea es el modelamiento de rocas, se contornea cada tipo roca de acuerdo a la información que se tiene en perforación como en superficie.

De la misma manera se hace la interpretación por bancos para cada uno de los niveles del yacimiento.



**Figura 2.2 Litología en la sección N35° mirando hacia el N° 125 - Proyecto Chaquicocha Sur**



**Figura 2.3 Alteración en la sección N35° mirando hacia el N° 125 - Proyecto Chaquicocha Sur**

## 2.4 Modelo Geológico

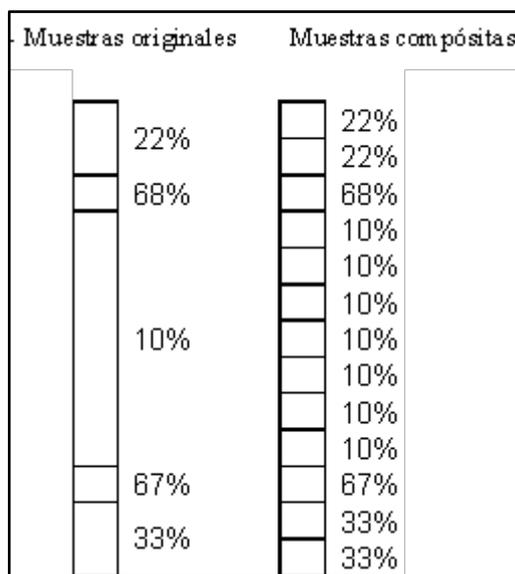
El modelo de bloques es una matriz tridimensional, cuyos bloques tienen una base cuadrada de una determinada longitud y una altura que en general es la altura del banco de minado, la longitud de los bloques, puede ser determinada usando variables geoestadísticas. En general los modelos de bloques son de dimensiones de 25 x 25 o 20 x 20, etc, y la altura del bloques es igual a la altura del banco de minado que se va a tener.

Este modelo de bloques debe ser inicializado con todas las variables que se necesiten modelar. Cada bloque consta de variables numéricas como: Topografía, leyes de mineral, litología, alteración, mineralización, densidad, dureza, NCV, etc.

Es importante el modelamiento geológico y tenerlo en un sistema electrónico porque es la base para determinar las reservas geológicas y económicas, para el plan de minado a corto, mediano y largo plazo.

## **2.5 Caracterización Matemática**

**2.5.1 Estadística.-** Debido a que los intervalos de muestreo en los taladros de exploración (generalmente 3 metros) no coinciden con los intervalos de trabajo en la fase de estimación de recursos (altura de los bancos). Los intervalos de muestreo son siempre menores pues se busca revelar la variabilidad espacial de las variables que se estudian. El cálculo de los compósitos no es más que un procedimiento mediante el cual las muestras de los análisis se combinan en intervalos regulares (igual longitud), que no coinciden con el tamaño inicial de las muestras. La ley del nuevo intervalo se calcula usando la media ponderada por la longitud de los testigos que contribuyen a cada compósito y la peso en caso de ser variable. El objetivo de la regularización según Barnes, 1980 es obtener muestras representativas de una unidad litológica o de mineralización particular las cuales pueden ser usadas, a través de una función de extensión, para estimar la ley de un volumen mucho mayor de la misma unidad.



Entre las principales razones y beneficios de la regularización tenemos el análisis geoestadístico exige muestras de igual longitud, la composición reduce la cantidad de datos y por consiguiente el tiempo de cálculo o procesamiento, se producen datos homogéneos y de más fácil interpretación, se reduce las variaciones erráticas (alto efecto pepita) producto de muestras con valores extremadamente altos, el proceso incorpora la dilución como la provocada por la explotación de banco con altura constante en la minería a cielo abierto.

Existen muchos tipos de yacimientos minerales cada uno de los cuales requiere de un tratamiento específico de los datos de las muestras de manera que se logren los mejores intervalos de composición para la evaluación de los mismos (Barnes, 1980). Básicamente existen 3 tipos principales de compósitos y se usan en dependencia de la naturaleza de la mineralización y el método de explotación:

Compósito de Banco (bench composite): Las muestras se regularizan a intervalos que coinciden con la altura de los bancos o una fracción de esta. Se emplea para modelar los recursos de yacimientos grandes.

Compósito de Taladro (down hole composite): Las muestras se combinan a intervalos regulares comenzando desde la boca del taladro.

Compósito Geológico (geological composite): Las muestras se combinan a intervalos regulares pero respetando los contactos geológicos entre las distintas unidades. Este método se emplea para prevenir la dilución del compósito en el contacto estéril mineral y donde se logra mayor control sobre el proceso de regularización.

El empleo de compósito de banco o de pozo en estos casos provoca una distorsión de la distribución de la ley ya que se puede adicionar mineral de baja ley a la zona mineral o mineral de alta ley al estéril. No se debe regularizar muestras grandes en intervalos más pequeños pues se introduce una falsa idea de continuidad espacial.

En base al compósito se realiza la caracterización matemática de las leyes mediante el cálculo de los parámetros estadísticos de centralización y dispersión, el estudio de histogramas nos permite graficar la distribución de frecuencias de nuestras leyes, y a la vez visualizar la existencia de altos y bajos erráticos.

Se hace un tratamiento estadístico de los Altos Erráticos de leyes considerando la suma igual a la media más dos veces la desviación estándar.

Podemos hacer diferentes estadísticas de leyes por tipo de roca, alteración, mineralización, etc. Que nos permitan confirmar algunos controles mineralógicos o correlaciones entre las leyes de diferentes minerales.

**2.5.2 Geoestadística.-** Mediante los variogramas evaluamos la continuidad de la mineralización dentro de cada ambiente geológico.

Para hacer este estudio se determina primeramente el espaciamiento óptimo de los datos de compósitos mediante un procedimiento geoestadístico.

El modelamiento de los variogramas experimentales es ajustado al modelo esférico. Para hacer este modelamiento se toma como data, los compósitos de taladros sin altos erráticos.

Se inicia el estudio, haciendo variogramas experimentales omnidireccionales para determinar una dirección preferencial de anisotropía, luego se hace un ajuste con variogramas unidireccionales ortogonales entre sí. De esta manera se modela los variogramas tridimensionales para cada variable dentro de cada ambiente geológico dado por cada grupo.

Se hace la validación de los variogramas obtenidos con los métodos de Kriging Puntual y Varianza del Kriging.

El variograma nos define el concepto de área de influencia el cual es utilizado después para hacer la interpolación por el método de Kriging.

Para la estimación de la ley de cada block unitario se emplea el método de interpolación Kriging Ordinario.

La selección de los parámetros de búsqueda se hace basado en el análisis variográfico de los diferentes grupos (roca y mineralización) y experiencias de interpolaciones históricas. El elipsoide de búsqueda de estas estimaciones se ajusta de acuerdo a las direcciones y los alcances de los variogramas obtenidos.

Es práctica común en la evaluación de recursos aplicar kriging ordinario dentro de cada dominio geológico, suponiendo la existencia de límites duros. Para obtener una definición de dominios más precisa, es necesario que las técnicas geoestadísticas empleadas tomen en cuenta los límites suaves. Uno de los métodos sugeridos es el de kriging ordinario dentro de cada uno de los dominios geológicos, que incluya también todos los datos comprendidos en un área ampliada en la proximidad del volumen de ese dominio. Para determinar el tamaño o la distancia de esta ampliación se pueden adoptar distintos enfoques. Algunos pueden ser: la utilización de ploteos del contacto para estimar visualmente la distancia, trabajos o estudios previos de ese yacimiento que ofrezcan guías para su delimitación, o el empleo de covarianza cruzada e intervalos de distancias a partir de variogramas cruzados (radio de búsqueda máximo cuando los intervalos están más cerca de las mesetas).

## 2.6 Modelo de Leyes

El modelo de Leyes está en función a los compósitos de los ensayos de la perforación diamantina, litología, alteración y la variografía. De acuerdo al método Geoestadístico adecuado se realiza la asignación de leyes al Modelo de Bloques.

## 2.7 Recursos Geológicos

Los recursos minerales son clasificados respecto al nivel de confianza de la estimación, en Probado, Probable y Posible. A la fecha no existe una metodología estándar mundial que pueda servir como guía para clasificar los recursos minerales, sin embargo algunas naciones como USA, Australia, Canadá e incluso Chile están normando y tratando de homogenizar los criterios de la clasificación de la confianza.

Una reserva estimada contiene dos importantes parámetros: El tonelaje y la ley del block. En cuanto al cálculo del tonelaje no se tiene problemas. El problema se presenta cuando se calcula la ley de cada block con la técnica del Kriging Ordinario, el cual si bien es cierto hace esta estimación con una varianza de error mínimo, proporciona una varianza global y no local. La evaluación de la incertidumbre de las estimaciones de ley ha disminuido desde que se introdujo el concepto de Kriging.

“Varianza combinada”.

El Código JORC proporciona un sistema de clasificación de minerales resultados de exploración, Recursos Minerales y Reservas de acuerdo con los niveles de confianza en los conocimientos geológicos y las

consideraciones técnicas y económicas en los informes públicos. Este código es usado por la BVL para la sustentación de resultados de las exploraciones mineras.

Este código nació dado que en el mercado existe mucha confusión por parte de los no especialistas sobre las definiciones de recursos y reservas minerales y para evitar la proliferación de reportes geológicos sin sustento técnico, la comunidad especializada ha creado reglas de juego precisas para hacer la estimación de recursos y reservas mineras de manera aceptable para el mercado internacional principalmente bursátil con la aplicación del Código JORC y el uso de los servicios de profesionales calificados (QPs) para la elaboración de dichos reportes. Para entender con mayor claridad estos conceptos vamos a describir el significado de recursos y reservas con sus diferentes clasificaciones bajo la especificación internacional:

Se denomina recursos minerales a aquellos volúmenes de mineral con su respectiva ley o contenido metálico que han sido estimados por medio de procesos de muestreo superficial y subterráneo, trincheras, cortes, calicatas o perforaciones que pueden representar geoestadísticamente a un cuerpo mineralizado.

Los Recursos Inferidos son aquellos que tienen un bajo grado de confianza geoestadística pues han sido inferidos a base de muestreo superficial y subterráneo, trincheras, cortes, calicatas o perforaciones puntuales y aisladas que no pueden ser corroboradas en continuidad geológica y contenido metálico con los lugares más próximos y cercanos.

Los Recursos Indicados son aquellos que tienen un aceptable grado de confianza geoestadística sobre la base de muestreo superficial y subterráneo, trincheras, cortes, calicatas o perforaciones cuyo geoespaciamiento es de naturaleza considerable por lo que puede asumirse pero no confirmarse continuidad geológica y contenido metálico.

Los Recursos Medidos son aquellos que tienen un alto grado de confianza geoestadística sobre la base de muestreo superficial y subterráneo, trincheras, cortes, calicatas o perforaciones cuyo geoespaciamiento es lo bastante cercano para concluir continuidad geológica y contenido metálico.

## **2.8 Reservas.**

Son los recursos geológicos de un determinado yacimiento que se encuentran dentro de un diseño de un tajo y que constituyen una cantidad de mineral una ley de corte pre-determinada cuya confianza de cada uno de los bloques debe de ser probado y probable, aquel material cuya ley puede ser bastante alta y cuya confianza es posible, este bloque se contabiliza como desmonte.

**Reserva Probable** es la fracción de los recursos indicados que es económicamente minable luego de la incorporación restricciones técnicas, ambientales, económicas, sociales y operacionales.

De igual forma se denomina **Reserva Probada** a la fracción de los recursos medidos que es económicamente minable luego de la incorporación restricciones técnicas, ambientales, económicas, sociales y operacionales.

Estas definiciones explicadas en forma simple han permitido lograr una mayor transparencia y seguridad profesional en la estimación de recursos y reservas minerales para información de los principales mercados del mundo. El uso de herramientas matemáticas de geoestadística soportadas en software especializado ha permitido lograr precisión en la estimación de reservas que pueden ser firmadas por un QP y ha permitido una mejora sustancial en la calidad del planeamiento de minado para las empresas mineras lográndose transparencia y confiabilidad de la información presentada en los reportes técnicos que van al mercado para tranquilidad de los inversionistas y de todas las partes interesadas. Es un gran avance en la normalización de este importante tema.

## **CAPITULO III**

### **MODELAMIENTO GEOTÉCNICO**

El objetivo del presente capítulo es mostrar, la importancia de la geotecnia para el diseño de minas a tajo abierto. La variación del talud en un solo grado en un tajo abierto puede equivaler a minar millones de toneladas de desmonte adicionales o a perder millones de toneladas de reservas.

El talud de trabajo o el talud final del tajo es uno de los principales elementos que afectan el tamaño y la forma del yacimiento, pueden contribuir a la viabilidad o no de un yacimiento, una pared echada o con un ángulo de talud bajo significa un mayor desbroce.

La pared del tajo o pared de una determinada zona debe ser tal que tiene que permanecer estable mientras haya actividad en esta zona, la estabilidad debe de ser analizada cuidadosamente. La información geológica, calidad de la roca, fallas, juntas, presencia de agua, etc, son factores claves en la determinación del talud del tajo.

#### **3.1 Interpretación geotécnica**

El modelo geológico de alteraciones diferencia los siguientes grupos:

3.1.1 Sílice Total: Que engloba:

a. Sílice Masiva: Cuerpo compacto de sílice muy denso, presenta buenas propiedades de resistencia como roca intacta (R4-R5) y buena calidad de macizo rocoso, evidenciado en afloramientos y cortes expuestos.

b. Sílice Vuggy: Cuerpo silíceo de baja a media densidad, con una típica textura porosa (vuggy), presenta buenas propiedades de resistencia como roca intacta (R4-R5) y buena calidad de macizo rocoso, evidenciado en afloramientos y cortes expuestos.

3.1.2 Argílico Avanzado: Que engloba:

a. Sílice Alunita: Cuerpo compacto y denso con presencia de sílice y alunita, presenta regulares a buenas propiedades de resistencia como roca intacta (R3-R4) y regular a buena calidad de macizo rocoso, evidenciado en afloramientos y cortes expuestos.

b. Sílice Clay 1: Cuerpo denso con presencia de sílice y arcillas, con un contenido de arcillas entre 15 y 20%; presenta regulares a buenas propiedades de resistencia como roca intacta (R2.5-R4) y baja a regular calidad de macizo rocoso, evidenciado en afloramientos y cortes expuestos.

c. Sílice Clay 2: Cuerpo denso con presencia de sílice y arcillas, con un contenido de arcillas entre 20 y 50%; presenta bajas propiedades de resistencia como roca intacta (R1-R2) y baja calidad de macizo rocoso, evidenciado en afloramientos y cortes expuestos, por ello es considerado un suelo.

3.1.3. Argílico:

Cuerpos densos con contenido de arcillas de más del 50%, presenta muy bajas propiedades de resistencia como roca intacta (R0-R1) y muy pobre

calidad de macizo rocoso; en general su comportamiento es tipo suelo por su baja resistencia y alta susceptibilidad a deformarse en presencia de agua.

#### 3.1.4. Material de Cobertura:

Adicionalmente a la clasificación de alteración, el grupo de geología adicionó al modelo el material de cobertura que corresponden a depósitos cuaternarios y que incluye, de acuerdo a lo observado en mapeo geotécnico de afloramientos y cortes expuestos, una delgada capa de topsoil, suelo transportado y suelo residual restringido únicamente al sector noeste del tajo.

### 3.2 Clasificación Geomecánica

Para clasificar geomecánicamente la masa rocosa se utiliza el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosos 1976), en el que se considera solo la información de los testigos de perforación ya que estos reflejan las condiciones que se tienen en profundidad. Esto se basa en cinco parámetros que describen las características de la masa rocosa, que incluyen: resistencia a la compresión uniaxial (UCS), designación de la calidad de roca (RQD), espaciamiento de juntas, condición de juntas y la condición del agua subterránea.

Las calificaciones son asignadas a cada uno de los cinco parámetros y la suma de estos valores define la calidad del macizo rocoso como un valor de RMR. Valores de RMR van desde cerca de cero, lo que equivale a la roca de muy mala calidad y a 100 lo que equivale a roca de muy buena calidad. Así mismo se asume una condición de agua subterránea seca (valoración de 10) dado a que esta condición es difícil de determinar en los testigos de

perforación y para la condición de ajuste por orientación de juntas una valoración de 0 (muy favorable).

En el caso específico del proyecto se tienen las siguientes alteraciones con sus respectivas calidades de macizo rocoso:

Sílice Alunita/ Sílice Clay 1, esta alteración tiene un RMR promedio de 48, asociado a una roca de Calidad regular (RMR 41-60), que se presenta mayormente en la parte central de los taludes finales del tajo.

Sílice Masiva, esta alteración tiene un RMR promedio de 54, asociado a una roca de Calidad Regular (RMR 61-80), que se presenta mayormente en la parte Sur de los taludes finales del tajo.

### 3.3 Propiedades de los Materiales

Las propiedades de los materiales se resumen en la Tabla siguiente

Para los materiales considerados como suelo (SC2, SC3) se usó el criterio de falla de Mohr Coulomb

**Tabla 3.1: Parámetros de resistencia de los esfuerzos efectivos**

Alteración	Cohesión (Kg/cm <sup>2</sup> )	Angulo de Fricción (grados)
Sílice Clay 3 (Argílico)	15	30
Sílice Clay 2	15	34
Waste y Material de cobertura	0	32

**Tabla 3.2: Parámetros de resistencia para los materiales rocosos, usando el criterio de falla de Hoek y Brown**

Alteración	UCS (Mpa.)	RMR-76	mi	Factor de disturbancia (D)	Densidad (KN/m <sup>3</sup> )
Sílice Masiva	123	52	17	0.75	25.0
Sílice Alunita	37	51	17	0.75	21.5
Propilítico	70	41	12	0.75	24.0
Sílice Granular	48	50	12	0.75	23.0
Sílice Clay 1	50	38	10	0.75	21.5

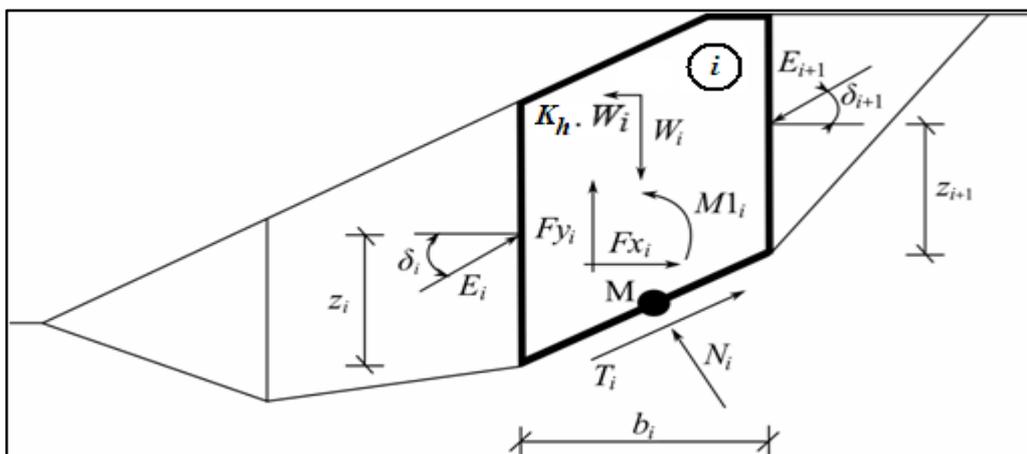
#### **3.4. Análisis de Estabilidad por Equilibrio Límite**

El criterio utilizado para el análisis de estabilidad es el de equilibrio límite, el cual establece sumatoria de esfuerzos y de momentos, entre las fuerzas resistentes y las desestabilizadoras, determinándose un factor de seguridad. Factores de seguridad mayores de 1.20 representan taludes con una condición aceptable de estabilidad, mientras que los menores, representan taludes con estabilidad no aceptable. El software utilizado para este análisis fue el Slope 2004 de Geoestudio.

Cabe indicar que el valor de aceleración sísmica horizontal utilizado fue de 0.065g.

Con la finalidad de evaluar la estabilidad de los taludes propuestos y la influencia del diseño del tajo en la estabilidad del back-fill Carachugo, se han realizado los cortes transversales y el método utilizado fue el de Morgenstern-Price el cual es un método general de cortes realizados en la base del equilibrio límite. Debe satisfacer el equilibrio de fuerzas y

momentos actuando en bloques individuales. Los bloques son creados dividiendo el suelo sobre la superficie terrestre dividiendo planos. Las fuerzas actuando en bloques individuales se muestran en la siguiente figura:



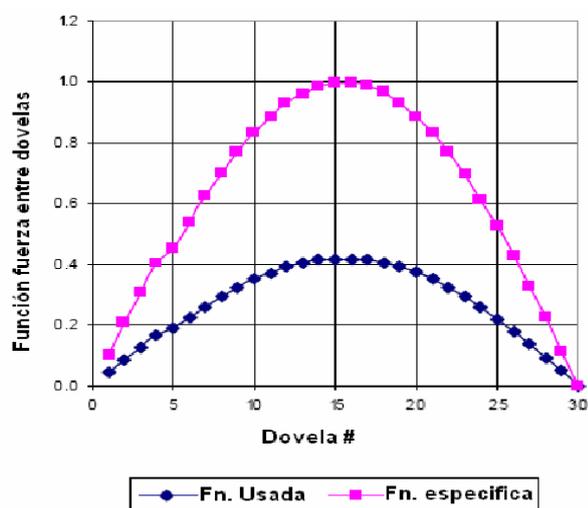
**Figura 3.1 Esquema estático Morgenstern - Price**

Los siguientes supuestos se introducen en el método Morgenstern-Price para calcular el equilibrio límite de las fuerzas y momento de los bloques individuales:

- Los planos divididos entre bloques son siempre verticales.
- La línea de acción de peso del bloque  $W_i$  pasa por el centro del segmento "i" de la superficie de deslizamiento representada por el punto M.
- La fuerza normal  $N_i$  actúa en el centro del segmento "i" de la superficie de deslizamiento, en el punto M.
- La inclinación de las fuerzas  $E_i$  que actúan entre los bloques es diferente en cada bloque ( $\delta_i$ ) al punto extremo de la superficie de deslizamiento  $\delta = 0$

La elección de los ángulos de inclinación  $\delta_i$  de las fuerzas  $E_i$  actuando entre los bloques se realiza con la ayuda de la función Half-sine. La curva superior en esta figura es la función especificada real, la curva mas baja es la función usada, la proporción entre las dos curvas representa  $\lambda$ . El valor funcional de la

función Half-sine  $f(x_i)$  en el punto límite  $x_i$  multiplicado por el parámetro  $\lambda$  da como resultado el valor de la inclinación del ángulo  $\delta_i$ .



**Figura 3.2 Función Half-sine**

La solución adopta la expresión (1) – (5) mostrando el método Spencer, es decir:

$$N_i = N'_i + U_i \quad (1)$$

$$T_i = (N_i - U_i) \tan \varphi_i + \frac{b_i}{\cos \alpha_i} = N'_i \tan \varphi_i + c_i \cdot \frac{b_i}{\cos \alpha_i} \quad (2)$$

$$N'_i + U_i - W_i \cdot \cos \alpha_i + K_h \cdot W_i \cdot \sin \alpha_i + Fy_i \cdot \cos \alpha_i - Fx_i \cdot \sin \alpha_i + E_{i+1} \cdot \sin(\alpha_i - \delta_{i+1}) - E_i \cdot \sin(\alpha_i - \delta_i) = 0 \quad (3)$$

$$N'_i \cdot \frac{\tan \varphi_i}{FS} + \frac{c_i}{FS} \cdot \frac{b_i}{\cos \alpha_i} - W_i \cdot \sin \alpha_i - K_h \cdot W_i \cdot \cos \alpha_i + Fy_i \cdot \sin \alpha_i + \quad (4)$$

$$Fx_i \cos \alpha_i - E_{i+1} \cdot \cos(\alpha_i - \delta_{i+1}) + E_i \cdot \cos(\alpha_i - \delta_i) = 0$$

$$\begin{aligned}
& E_{i+1} \cdot \cos \delta_{i+1} \left( z_{i+1} - \frac{b_i}{2} \tan \alpha_i \right) - E_{i+1} \cdot \sin \delta_{i+1} \cdot \frac{b_i}{2} - \\
& E_i \cdot \cos \delta_i \left( z_i - \frac{b_i}{2} \tan \alpha_i \right) - E_i \cdot \sin \delta_i \cdot \frac{b_i}{2} + \\
& M1_i - K_h \cdot W_i (y_M - y_{gi}) = 0
\end{aligned} \tag{5}$$

(1) Relación entre el valor de la tensión efectiva y tensión total de la fuerza normal actuando en la superficie de deslizamiento.

(2) Condición de Mohr-Coulomb representa la relación entre la fuerza normal y la fuerza de corte en un segmento dado de la superficie de deslizamiento (Ni a Ti)

(3) Fuerza de la ecuación de equilibrio en la dirección normal del segmento ith de la superficie de deslizamiento

(4) Fuerza de la ecuación de equilibrio a lo largo del segmento ith de la superficie de deslizamiento

(5) Momento de la ecuación de equilibrio sobre el punto **M**

Modificando las fuerzas de las ecuaciones (3) y (4) se obtiene la siguiente fórmula recursiva:

$$\begin{aligned}
E_{i+1} = & \frac{\left[ (W_i - Fy_i) \cdot \cos \alpha_i - (K_h W_i - Fx_i) \cdot \sin \alpha_i - U_i + E_i \cdot \sin(\alpha_i - \delta_i) \right] \cdot \frac{\tan \varphi_i}{FS} + \\
& \frac{\tan \varphi_i}{FS} \cdot \frac{b_i}{\cos \alpha_i} - (W_i - Fy_i) \cdot \sin \alpha_i - (K_h W_i - Fx_i) \cdot \cos \alpha_i + E_i \cdot \cos(\alpha_i - \delta_i) \\
& \sin(\alpha_i - \delta_{i+1}) \cdot \frac{\tan \varphi_i}{FS} + \cos(\alpha_i - \delta_{i+1})
\end{aligned} \tag{6}$$

Esta fórmula permite calcular todas las fuerzas  $E_i$  actuando entre los bloques para un valor dado de  $\delta_i$  y FS. Esta solución asume que en el origen de la superficie de deslizamiento el valor  $E$  es conocido e igual a  $E_1 = 0$ .

Adicionalmente la fórmula recursiva (7) sigue la ecuación de momento de equilibrio (5) como:

$$z_{i+1} = \frac{\frac{b_i}{2} \cdot [E_{i+1}(\sin \delta_{i+1} - \cos \delta_{i+1} \cdot \tan \alpha_i) + E_i(\sin \delta_i - \cos \delta_i \cdot \tan \alpha_i)] + E_i \cdot z_i \cdot \cos \delta_i - M1_i + K_h \cdot W_i \cdot (y_M - y_{\bar{g}i})}{E_{i+1} \cdot \cos \delta_{i+1}} \quad (7)$$

Esta fórmula permite calcular todos los brazos  $z_i$  de las fuerzas actuando entre los bloques para un valor dado de  $\delta_i$ , conociendo el valor del lado izquierdo en el origen de la superficie de deslizamiento, donde  $z_1=0$ .

El factor de seguridad FS es determinado empleando el siguiente proceso de interacción:

1. Los valores iniciales de los ángulos  $\delta_i$  se determinan según la función Half-sine ( $\delta_i = \lambda \cdot f(x_i)$ ).
2. El factor de seguridad FS para los valores dados de  $\delta_i$  deduce de la ecuación (6), asumiendo el valor de  $E_{n+1} = 0$  en el extremo de la superficie de deslizamiento.
3. El valor de  $\delta_i$  está dado por la ecuación (7) utilizando los valores de  $E_i$  determinados en el paso previo con el requisito de tener el momento en el último bloque igual a cero. Los valores funcionales de  $f(x_i)$  son los mismos todo el tiempo durante la iteración, solo se itera el parámetro de  $\lambda$ . La ecuación (7) no provee el valor de  $z_{n+1}$  ya que éste es igual a cero. Éste valor se satisface con la ecuación de momento de equilibrio (5).

4. El paso 2 y 3 se repiten hasta que el valor de  $\delta_i$  (parámetro  $\lambda$ ) no cambia.

Es necesario evitar las soluciones inestables para que el proceso de iteración sea exitoso. Estas inestabilidades ocurren cuando toma lugar la división por cero en la expresión (6) y (7). En la ecuación (7) dividir por cero se encuentra por  $\delta_i = \pi/2$  o  $\delta_i = -\pi/2$ . Por lo que, el valor del ángulo  $\delta_i$  debe ser encontrado dentro del intervalo  $(-\pi/2 ; \pi/2)$ .

La división por cero en la expresión (6) aparece cuando:

$$FS = \tan \varphi_i \cdot \tan (\delta_{i+1} - \alpha_i)$$

Otra comprobación para prevenir inestabilidad numérica es la verificación de parámetros  $m_\alpha$  – se satisface siguiendo las siguiente condición.

$$m_\alpha = \cos \alpha_i + \frac{\sin \alpha_i \cdot \tan \varphi_i}{FS} > 0,2$$

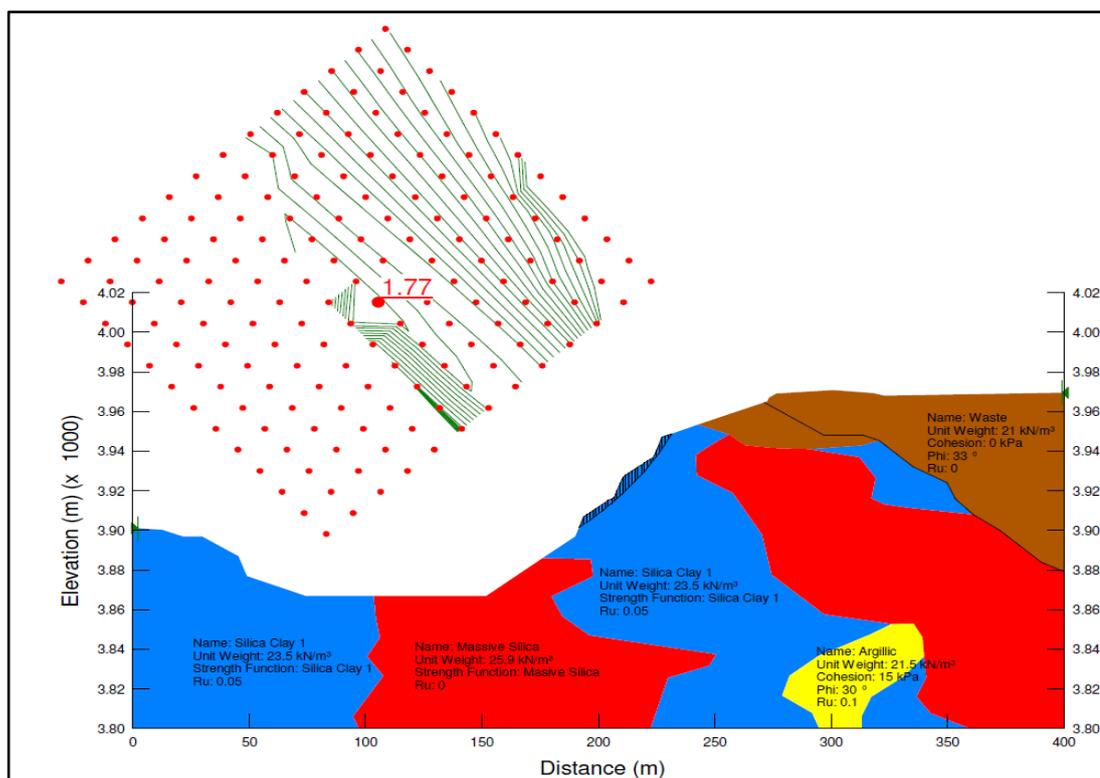
Por lo tanto, antes de ejecutar la iteración es necesario encontrar el valor crítico más alto de  $FS_{\min}$  que satisfaga las condiciones antes mencionadas. Los valores por debajo de éste valor crítico  $FS_{\min}$  se encuentran en un área de solución inestable, por lo que la iteración comienza configurando FS a un valor por encima de  $FS_{\min}$  y todos los valores resultantes de FS de las iteraciones ejecutadas son mayores a  $FS_{\min}$ .

Generalmente los métodos rigurosos convergen mejor que los métodos simples (Bishop, Fellenius). Ejemplos con problemas convergentes incluyen dos secciones de superficie de deslizamiento empinada, geometría compleja, salto significativo en sobrecargas etc. Si no se obtiene resultado, recomendamos un pequeño cambio en

los datos de entrada, ejemplo: superficie de deslizamiento menos empinada, ingreso de más puntos dentro de la superficie de deslizamiento, etc. o utilizar alguno de los métodos simples.

#### Sección – A

Que corta el talud norte del tajo, y donde predomina la alteración sílice clay1 seguida por sílice masiva, siendo la primera de ellas de mediada a buena resistencia, y la segunda de buena resistencia, analizados ambas como roca. De acuerdo al análisis de estabilidad la superficie de falla pasa a través de la sílice clay 1 con IRA promedio de  $50^\circ$  y en 05 bancos de 10m. cada uno, obteniéndose un Factor de Seguridad en condición estática mayor a 1.20 y en condiciones pseudo-estáticas mayor a 1.10, considerándose en ambos casos aceptable.



**Figura 3.3 Análisis de estabilidad de taludes de la sección A de Patricia.**

**Método: Morgenstern Price**

### Sección – B

Que corta el talud nor-este del tajo, y donde predomina la alteración sílice clay<sup>1</sup> seguida por sílice masiva y material de cobertura, la primera de ellas es un material de mediana a buena resistencia, la segunda de buena resistencia y la última de baja resistencia, analizados como roca las dos primeras y como suelo la última. De acuerdo al análisis de estabilidad la superficie de falla pasa a través del material de cobertura restringida a los bancos superiores con IRA promedio de 42° y en 20m. de altura aproximadamente, obteniéndose un Factor de Seguridad en condición estática de 1.01, considerándose inaceptable. Por tal razón se propone modificar el IRA en el material de cobertura a 35°, incrementando el FoS estático a 1.28 y el pseudo-estático a 1.11, resultados finales que cumplen el criterio de diseño geotécnico. Adicionalmente en esta sección se evaluó la estabilidad del back-fill Carachugo simulando las condiciones del minado del tajo Patricia, obteniendo Factor de Seguridad aceptables tanto para condiciones estáticas como pseudo-estáticas.

### Sección – C

Que corta el talud este del tajo, y donde predomina la alteración sílice clay<sup>1</sup> seguida por sílice masiva y material de cobertura, la primera de ellas es un material de mediana a buena resistencia, la segunda de buena resistencia y la última de baja resistencia, analizados como roca las dos primeras y como suelo la última. De acuerdo al análisis de estabilidad la superficie de falla pasa a través del material de cobertura restringida a los bancos superiores con IRA promedio de 42° y en 20m. de altura aproximadamente, obteniéndose un Factor de Seguridad en condición estática de 0.90, considerándose inaceptable. Por tal razón se propone modificar el

IRA en el material de cobertura a 35°, incrementando el FoS estático a 1.27 y el pseudo-estático a 1.09, resultados finales que cumplen el criterio de diseño geotécnico. Adicionalmente en esta sección se evaluó la estabilidad del back-fill Carachugo simulando las condiciones del minado del tajo Marleny, obteniendo Factor de Seguridad aceptables tanto para condiciones estáticas como pseudo-estáticas.

#### Sección – D

Que corta el talud este del tajo, y donde predomina la alteración sílice clay1 seguida por sílice masiva, siendo la primera de ellas de mediada a buena resistencia, y la segunda de buena resistencia, analizados ambas como roca. De acuerdo al análisis de estabilidad la superficie de falla pasa a través de la sílice clay 1 con IRA promedio de 50° y en 05 bancos de 10m. Cada uno, obteniéndose un Factor de Seguridad en condición estática mayor a 1.20 y en condiciones pseudo-estáticas mayor a 1.10, considerándose en ambos casos aceptable.

#### Sección – E

Que corta el talud sur-este del tajo, y donde predomina la alteración sílice masiva seguida por sílice clay1, siendo la primera de ellas de buena resistencia y la segunda de mediada a buena resistencia, analizados ambas como roca. De acuerdo al análisis de estabilidad la superficie de falla pasa a través de la sílice clay 1 con IRA promedio de 50° y en 04 bancos de 10m. cada uno, obteniéndose un Factor de Seguridad en condición estática mayor a 1.20 y en condiciones pseudo-estáticas mayor a 1.10, considerándose en ambos casos aceptable.

#### Sección – F

Que corta el talud este del tajo, y donde predomina la alteración sílice clay1 seguida por sílice masiva, siendo la primera de ellas de mediada a buena resistencia, y la segunda de buena resistencia, analizados ambas como roca. De acuerdo al análisis de estabilidad la superficie de falla pasa a través de la sílice clay 1 con IRA promedio de 50° y en 05 bancos de 10m. cada uno, obteniéndose un Factor de Seguridad en condición estática mayor a 1.20 y en condiciones pseudo-estáticas mayor a 1.10, considerándose en ambos casos aceptable.

#### Sección – G

Que corta el talud este del tajo, y donde predomina la alteración sílice clay1 seguida por sílice masiva, siendo la primera de ellas de mediada a buena resistencia, y la segunda de buena resistencia, analizados ambas como roca. De acuerdo al análisis de estabilidad la superficie de falla pasa a través de la sílice clay 1 con IRA promedio de 50° y en 04 bancos de 10m. cada uno, obteniéndose un FoS en condición estática mayor a 1.20 y en condiciones pseudo-estáticas mayor a 1.10, considerándose en ambos casos aceptable.

### **3.5 Análisis Estabilidad bajo cargas sísmicas**

Se realizaron los análisis de deformación permanente en las secciones B y C con la finalidad de evaluar las condiciones sísmicas en el back-fill Carachugo.

El procedimiento proporciona una correlación empírica entre el desplazamiento, las características del talud y la carga sísmica. Este método ha sido evaluado basado en la magnitud y el impacto potencial de deformaciones permanentes en el talud. Las deformaciones por efectos de

sismo han sido estimadas haciendo uso del método gráfico desarrollado por Makdisi y Seed (1978). Estas curvas relacionan la aceleración “yield”, la aceleración promedio máxima y la magnitud del sismo con un rango de desplazamientos permanentes esperados. El análisis de riesgo sísmico llevado a cabo en el área de estudio indica que la magnitud del evento sísmico a ser considerada para efectos de diseño es de  $M=7$ , la cual produce una aceleración basal máxima horizontal de 0,13 g (Knight Piesold, 2005) para un periodo de retorno de 100 años.

La aceleración “yield” es la aceleración horizontal del talud bajo la aplicación de un sismo, ante la cual el desplazamiento es inminente (estado de equilibrio límite); es decir, es el coeficiente horizontal pseudo estático para el cual se obtiene un factor de seguridad de uno. En la tabla 4 se detalla la estimación de la deformación permanente.

**Tabla 3.3: Resumen de la estimación de deformación sísmica**

Sección	Factor de Seguridad Estático	Aceleración de Fluencia ( $K_y$ )	$K_y / K_{max}$ (0.20)	Rango de Deformaciones Inducidas por Sismo (m)
B (back-fill)	1.71	0.23	1.15	0.01 a 0.09
C (back-fill)	1.54	0.19	0.98	0.01 a 0.09

### 3.6 Análisis Cinemático

El análisis cinemático de estructuras, implica el estudio del movimiento de los bloques intactos a lo largo de una o más discontinuidades, con ejemplos típicos que incluyen fallas tipo cuña, planar y toppling. La probabilidad de ocurrencia de estos modos de falla está en función de la geometría del talud, orientación de la discontinuidad, resistencia al corte de la discontinuidad, las condiciones de agua en el macizo rocoso y las fuerzas externas como por

ejemplo las vibraciones producto de la voladura. La probabilidad de ocurrencia de los modos de falla descritos, se puede determinar estereográficamente, conociendo los elementos básicos que definen una estructura como son: azimuth, dip y dip direction del talud y discontinuidades, además del ángulo de fricción de la discontinuidad. El ángulo de fricción para discontinuidades usado es de  $30^\circ$ , de acuerdo a estudios anteriores realizados por Golder Associates (San José Pit Highwall Study, January-2011).

Para el caso específico de este estudio (Marleny Small Pit), se realizó un mapeo de afloramientos rocosos, tomando datos estructurales, litológicos y alteraciones, reconciliando de algún modo el modelo geológico de alteraciones, proporcionado por el grupo de geología. La data recolectada sirvió para definir los principales controles estructurales (NE-SW y N-S), coincidiendo el dominio estructural NE-SW con el principal rasgo geomorfológico de la zona, representado por la quebrada Encajón, que se encuentra alineada en esta misma orientación.

Para analizar a detalle la probabilidad de falla en los taludes del tajo, se ha sectorizado el tajo en 11 dominios geotécnicos estructurales (Ver plano ML-02).

En el caso de que el análisis estereográfico indique la viabilidad de alguno de los modos de falla en cualquiera de los dominios definidos, se evalúa el FOS para falla planares y cuñas, adicionando un factor sísmico (0.065), obteniendo así la probabilidad de ocurrencia de las mismas, es decir a FoS mayores a 1.2 se considera una probabilidad de falla muy baja y a FoS

menores a 1.0 la probabilidad es alta. Para el caso de falla tipo toppling la probabilidad de ocurrencia se mide tomando como base la cantidad de polos localizados dentro del sector crítico (Goodman 1980 "Introduction to Rock Mechanics"), del total de datos tomados en ese sector.

Los análisis de estabilidad por equilibrio límite indican que gran parte de las secciones analizadas satisfacen el criterio de diseño geotécnico asumido por MYSRL (FoS  $\geq$  1.2 para condiciones estáticas y FoS  $\geq$  1.0 para condiciones pseudo-estáticas), considerándose aceptable; a excepción de un sector crítico identificado en los primeros bancos de la pared nor-este, en material de cobertura, que no cumple con el criterio de diseño geotécnico

- Los análisis de estabilidad bajo cargas sísmicas y deformación permanente realizados para el back-fill Carachugo, que es la facilidad más cercana al proyecto

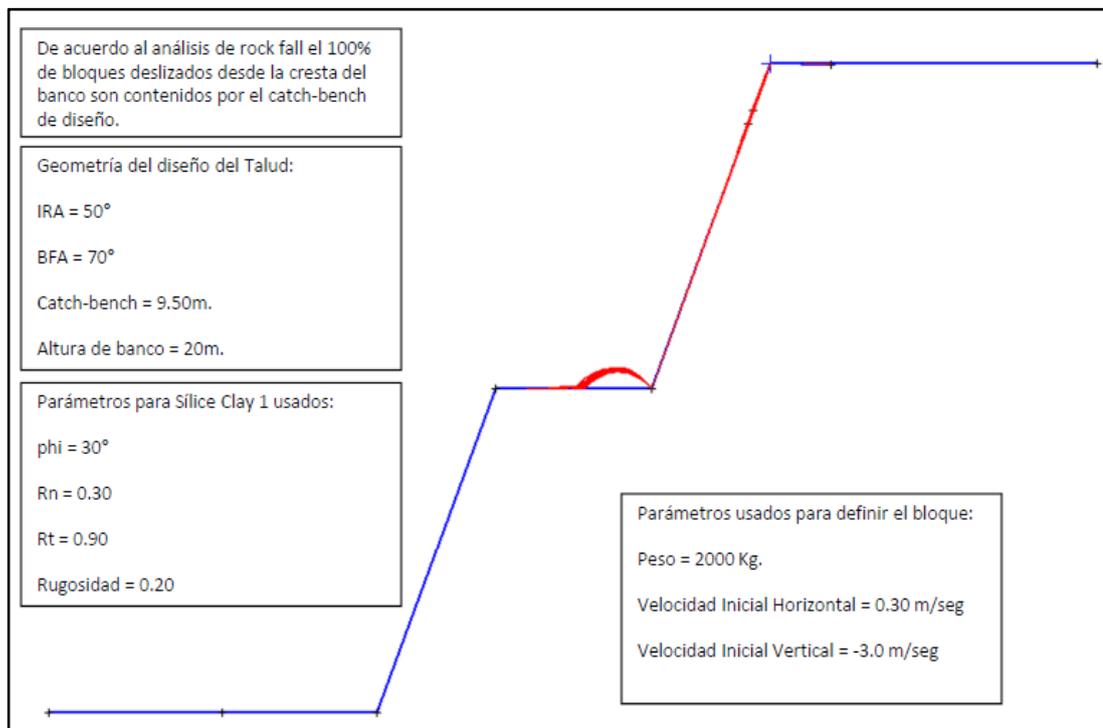
Patricia, muestran valores de Factor de Seguridad mayores de 1.5 y deformaciones inducidas con valores despreciables, considerándose en ambos casos aceptable.

- La alta probabilidad de ocurrencia de fallas tipo planar, cuña y toppling se restringe a menos del 16% del total de polos identificados, siendo únicamente este porcentaje de polos los que satisfacen estrictamente las condiciones cinemáticas, reduciéndose considerablemente la posibilidad de un evento de gran envergadura. Además cabe recalcar que el diseño de catch-bench receptor para estos taludes contendría suficientemente el

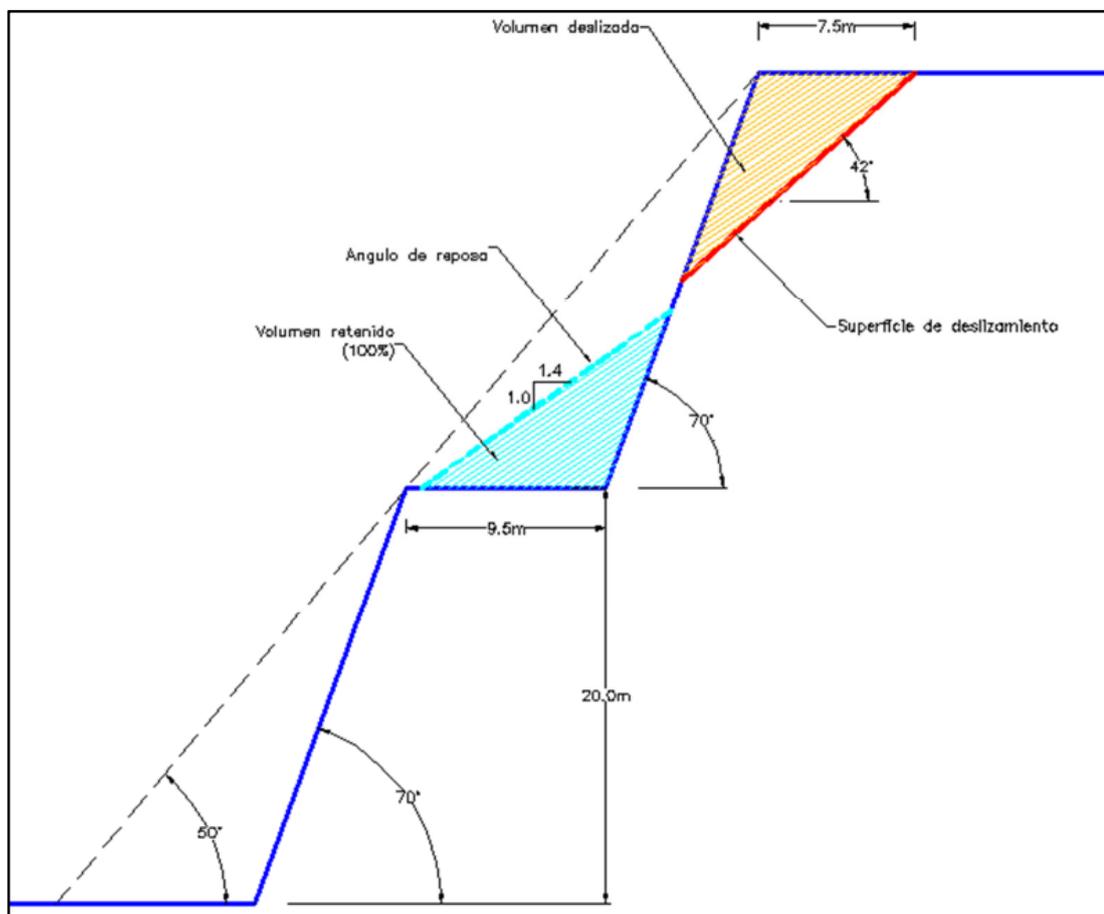
volumen probable de deslizamiento, incrementando el control de seguridad para el minado de los bancos inferiores.

### **3.7. Diseño de catch-bench receptor:**

Las bermas de seguridad o para la contención de derrames, se diseñan en función de la probabilidad de que ocurra una falla geomecánica, como el desplazamiento de una cuña o volcamiento de roca (según sea el caso o la situación geomecánica), por lo que será de mucha importancia realizar un buen estudio de dicha probabilidad, ya que el ángulo de talud final de la zona estudiada depende de la longitud de berma recomendada. Además debemos recordar que el ancho de bermas no necesariamente será uno en todo el tajo, sino que dependerá de las condiciones y características geomecánicas de cada sector. Como regla general para bancos altos que exceden las alturas de 20m debemos tener un diseño de catch bench mínimo de alrededor de 8 metros a menos que tengamos excepcionales condiciones de estabilidad en los frentes de los bancos. El ancho en los diseños de los catch bench puede reducirse ligeramente dependiendo de las condiciones de campo y del desempeño operativo (Desquinche y perfilado a diseño)



Un deslizamiento a mitad de talud, con ángulo de falla de 42°, que es valor promedio más bajo medido en el mapeo estructural, será el caso más probable de deslizamiento. A valores iguales o menores a 30° de ángulo de falla no ocurriría el deslizamiento.



## **CAPITULO IV**

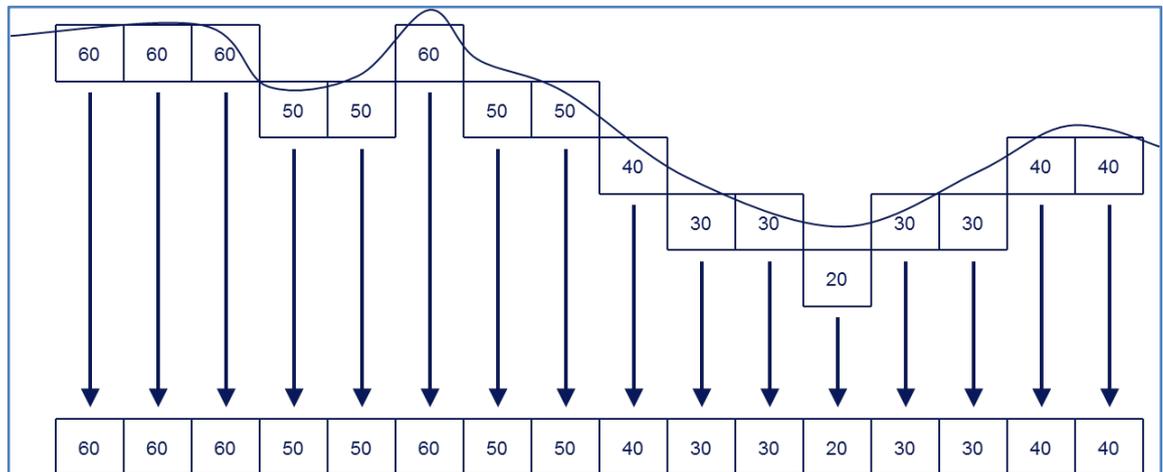
### **OPTIMIZACIÓN DEL TAJO**

Los límites finales de un tajo se determinan de tal manera que se maximice la utilidad generada por el depósito. Para esto haremos uso del procedimiento estándar 3D Lerchs-Grossman (Se describirá brevemente mas adelante para un mejor entendimiento el algoritmo de Lerchs-Grossman 2D Y 3D), modificado para identificar la serie de alternativas con el más alto valor en función a un tonelaje, y así obtener el límite final del tajo. Sin embargo, varios detalles críticos son utilizados en este proceso para asegurar que todas las partes, que conforman el tajo a diseñar, producirán un retorno sobre la inversión aceptable, cuidando de no dejar material económico fuera de los límites del tajo.

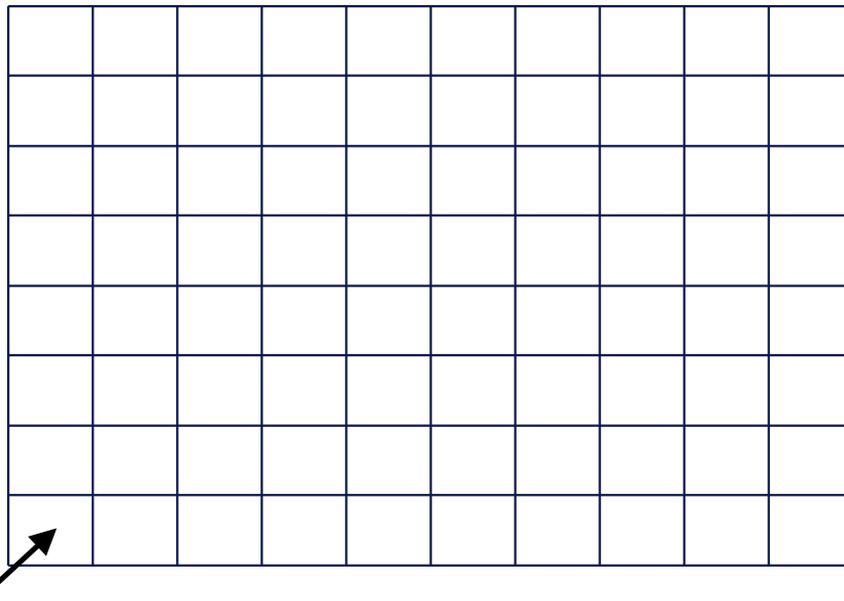
#### **4.1 TOPOGRAFIA INICIAL**

El punto de partida para el proceso de la determinación de los límites finales de un tajo es un modelo de bloques que representa al depósito. Debido a que un modelo de bloques (modelo geológico, geometalúrgico , geotécnico, etc) son un conjunto de datos puntuales, necesitamos un modelo de bloques que represente la topografía del depósito, con bloques de las mismas

dimensiones que los modelos antes mencionados y lo suficientemente grande para cubrir los posibles límites del tajo a generarse (Cono L&G).



La topografía es convertida a un modelo de bloques 2D a través de una proyección de las elevaciones originales.



El origen es el centro del bloque más bajo y de la izquierda

Dimensiones = Dimensiones del bloque x número de bloques

Ejemplo: bloques de 10m x 10m

10 bloques en dirección x, 8 bloques en dirección y

= 100m ancho x 80m alto

#### **4.2 MODELO DE RECUPERACIÓN METALURGICA**

Típicamente modelado como el porcentaje de mineral a ser recuperado, para cada proceso disponible. También contendrá información de elementos contaminantes en estos procesos, como el contenido de Azufre, Carbón Orgánico, otros.

#### **4.3 PRECIO DE LOS METALES:**

Basados en proyecciones de mercado a nivel mundial. Estrategias corporativas.

#### **4.4 MODELO DE REVENUE**

Todos los modelos (geológicos, geotécnicos, geometalúrgicos, etc.) nos permitirá obtener un modelo final de revenue en el que se resume el valor de un bloque, es decir que nos permite cuantificar el aporte de cada bloque al valor del depósito, este revenue se expresa en dólares (\$), su cálculo implica el conocimiento de los modelos de leyes y recuperaciones, contenido de contaminantes, precios de los metales costos de tratamiento y comercialización, etc.

En este modelo se incluye:

Los ingresos por recuperación de Oro y Plata a precios establecidos (basados en una función de recuperación (onzas recuperadas/ton entre las onzas contenidas/ton), el costo por regalías (3% de onzas recuperadas), el costo por refinado del oro y otros gastos administrativos.

Se generan diferentes modelos de ingresos, para diferentes escenarios de precio.

A continuación se muestra un esquema del cálculo de revenue que permiten entender la función que tiene en el proceso de planeamiento de minado.

$$\text{Revenue} = (\text{Tonelaje} \times \text{Ley} \times \text{Recuperación}) \times (\text{Precio} \times (1 - \% \text{Regalías}) - \text{Costo de Refinación})$$

#### 4.5 FACTOR DE DESCUENTO

El análisis de Learch y Grossman estándar nos proporciona un cono dónde el último incremento de material minado contiene los ingresos precisamente iguales a los costos. Cuando el último incremento requiere de múltiples años de desbroce antes de obtener el mineral, generará un retorno cero sobre el dinero invertido para este efecto. Para evitar esta situación, se acostumbra realizar un procedimiento de descuento que generara información adicional para el análisis de LG.

Para cada bloque en el modelo del depósito, un valor no descontado se computa como la suma de todos los beneficios esperados por el oro, u otro metal económico, contenido menos todos los costos de minado, proceso y de soporte de producción. Basados en la profundidad de un bloque, el valor descontado es determinado en función al número máximo esperado de bancos que pueden minarse anualmente:

$$\text{Valor descontado} = \frac{\text{Valor del bloque}}{1 + \left( \frac{\text{Tasa de dcto anual}}{\text{Bancos a minar por año}} \right)^n}$$

Donde n es el número de bancos por debajo de la superficie.

Usando estos valores descontados, el algoritmo de LG excluirá incrementos para los cuales la suma de valores descontados será menor a cero. Esto excluirá incrementos que no generen un retorno adecuado en sobre la inversión.

Dependiendo de la altura del banco y el tamaño esperado de las fases, se define un máximo de avance entre 6 y 12 bancos por año. Se utiliza además una tasa de descuento anual. La tasa de descuento representa una combinación del costo de capital más un premio por riesgo país y riesgos extras, incurridos por tratarse de una operación en crecimiento.

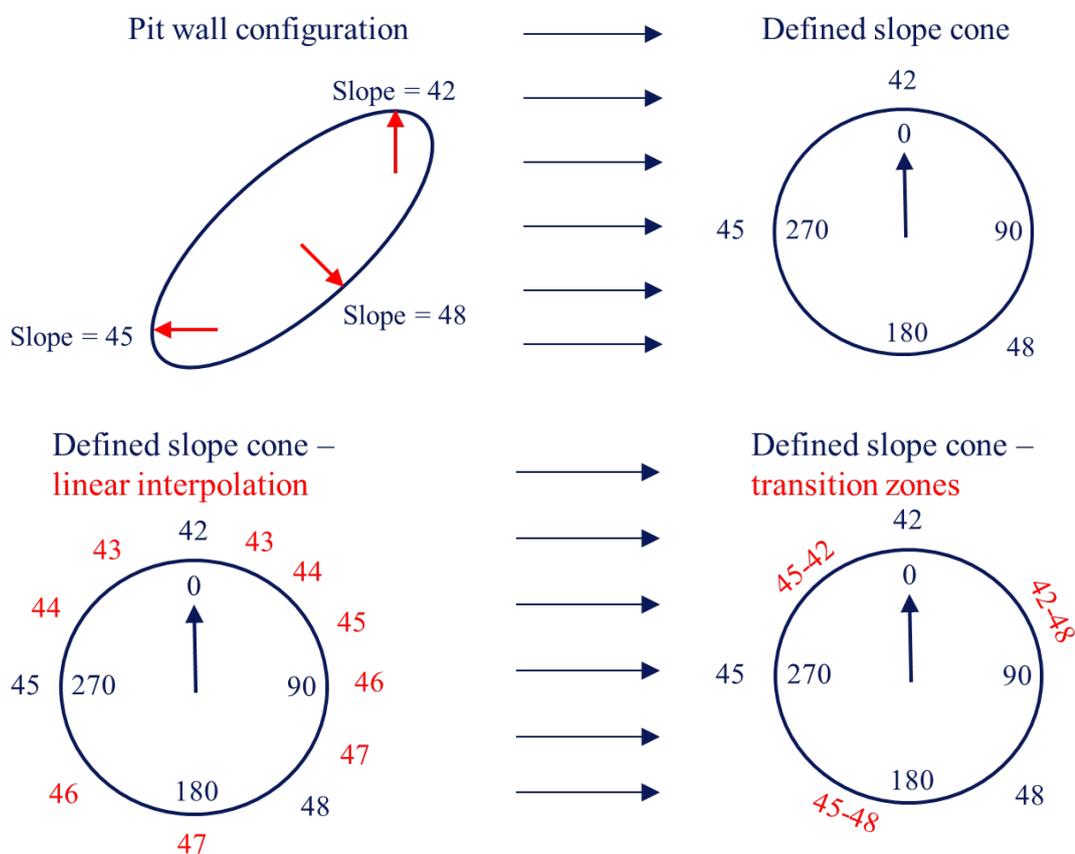
Para ilustrar el concepto de descuento, un ejemplo simple se presenta a continuación usando una tasa de descuento de 15% anual y un avance vertical de un banco por año:

**Tasa de descuento por año 15%**

**Avance vertical por año: 1 banco**

VALORES NO DESCONTADOS						
DESCUENTO						
1.0000	-\$5.00	-\$5.00	-\$5.00	-\$5.00	-\$5.00	-\$5.00
0.8696		-\$5.00	-\$5.00	-\$5.00	-\$5.00	
0.7561			\$55.00	\$12.00		
			\$15.00	\$2.00		
			Económico	Económico		
VALORES DESCONTADOS						
DESCUENTO						
1.0000	-\$5.00	-\$5.00	-\$5.00	-\$5.00	-\$5.00	-\$5.00
0.8696		-\$4.35	-\$4.35	-\$4.35	-\$4.35	
0.7561			\$41.59	\$9.07		
			\$3.54	-\$0.27		
			Económico	No Económico		

#### 4.6 PARAMETROS GEOTECNICOS



#### 4.7 COSTOS:

Para el análisis del límite de un tajo, el principio más importante es que cada tonelada incremental minada debe proporcionar el suficiente ingreso para pagar por todos los costos relacionados a esta operación así como los gastos de capital. Esto incluye no sólo los costos de minado y proceso, sino también los costos de desarrollo, protección del medio ambiente, cierre de mina y todos los gastos generales (Overhead) y de soporte de la producción (PS). El proceso de costeo se inicia con el cálculo de los gastos de capital al fin de la vida de la mina y el presupuesto de operación. Cada partida de costo es asignada ya sea a la categoría de minado, procesamiento del mineral, o a la de soporte de producción. Los gastos generales y los costos

de soporte de producción, relacionados con personal, como los de Recursos Humanos y Sistema de Gestión de Seguridad, se reasignan hacia el minado y proceso, basándose en el número de personas asignadas en funciones de operación de mina o procesos. Basados en la vida esperada, toneladas minadas y procesadas, se computan los costos unitarios. Cualquier costo de soporte no asignado hasta esta etapa, como el de gerencia y seguridad, es reasignado sobre la base de las onzas recuperadas. Los gastos sobre los derechos de la propiedad (Regalías) serán computados como un porcentaje de las onzas recuperadas, multiplicado por el precio de metal.

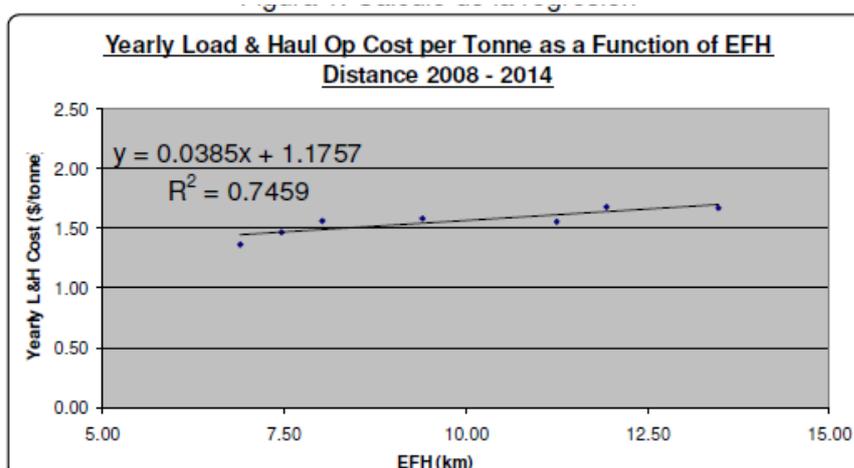
Los costos hundidos ("Sunk Costs", es decir gastos ya realizados o ya comprometidos, sin tener en cuenta la operación futura o costos fijos no recuperables) se excluyen y no intervendrán en el proceso de definir los límites de minado.

**4.7.1 Costo operativo (OPEX).** Estos costos se refieren al gasto operativo que es necesario realizar para la ejecución del proyecto, incluyendo también los "overheads" o costos administrativos. En este tipo de costos tenemos el costo de minado (Perforación, voladura, carguío y acarreo), el costo de procesamiento (Lixiviación de Óxidos, Lixiviación de Transicional, Molino) y Gastos de Administración.

Perforación y Voladura.- Compuesto por un costo directo (Basado en datos históricos reales y presupuestados para tajos con similares características en las que se operó con un terminado tipo de equipo de perforación y sobre un determinado tipo de material) y una proporción de costo administrativo o

de soporte que se reparte entre Perforación & Voladura y Carguío & Acarreo según el porcentaje del costo directo que cada uno representa.

Carguío y Acarreo (Load and Haul). Compuesto también por un costo directo que depende directamente de la distancia de acarreo (Se toma como referencia un análisis de regresión con el EFH promedio y el costo de Carguío y acarreo obtenidos en distintos años - Ver Figura5.1), y un costo de soporte el cual es la diferencia del costo administrativo total asignado al Minado y la parte asignada a Perforación & Voladura.



**Figura 4.1 Comparación de \$/ton (eje Y) y EFH promedio (Eje X)**

Procesamiento: Costo directo que involucra el procesar mineral, costo de soporte y costo incremental de acarreo debido al diferencial de la distancia al Pad o Molino (EFH Incremental) ya que el costo de carguío y acarreo considerado en el costo de minado considera que todo el material que sale del tajo va hacia el botadero. Cuando el procesamiento se realiza en Pad también consideramos un costo de soporte por Equipo de Mina en \$/Tn histórico.

Costo de Soporte (Overheads).- El costo de soporte se asocia a las onzas Producidas, y se compone básicamente por la diferencia del costo de soporte no distribuido a Mina o Procesos. Referencia regresión lineal en función a la producción de oro anual (Eje X) y el costo de soporte restante anual (eje Y).

Como se aprecia en la figura. Removiendo la parte constante de la ecuación anualmente asumiéndola como costo hundido del costo de soporte.

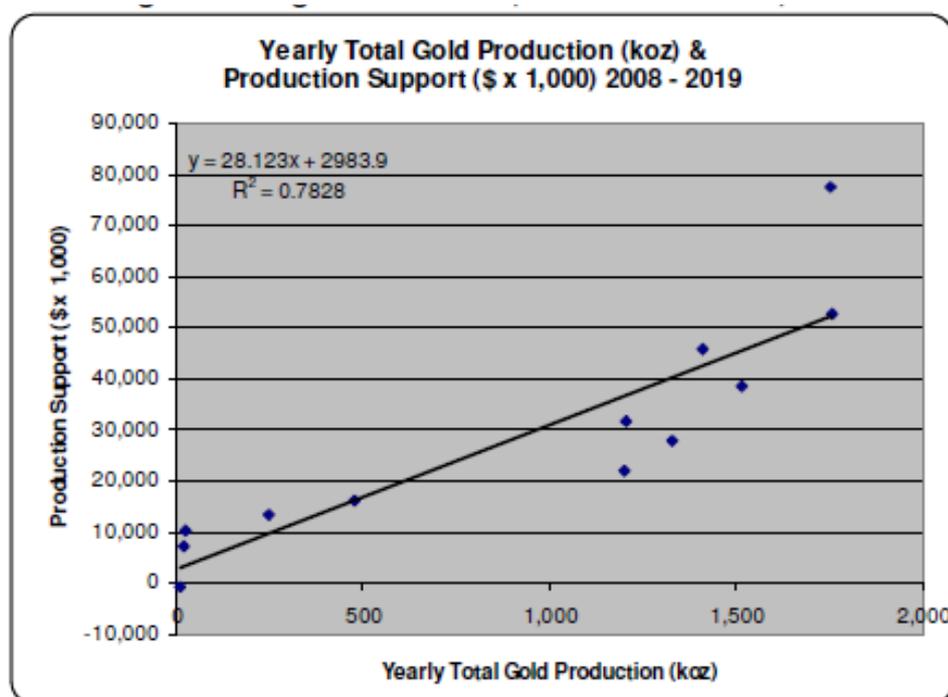


Figura 4.2 Comparación de \$ (eje Y) y Producción Onzas (Eje X)

**4.7.2 Costo de Capital (CAPEX).** Se refiere al gasto de capital que se requiere hacer para la ejecución del proyecto, también involucra el gasto de reclamación.

Mine Developmet CAPEX: Relacionados con los trabajos de desarrollo de la mina (Preminado)

Mine Trucks: se refiere al CAPEX generado por la compra de camiones. Se calcula a partir del costo de los camiones, tiempo de vida y la productividad.

Mine CAPEX: se refiere a equipos auxiliares, luminarias, etc.

Process CAPEX: Una expansión, un nuevo Pad o de la planta.

Site CAPEX. Remodelaciones de Comedores, campamentos, nuevo software, etc., y se los considera como parte de los costos de soporte (Overheads).

La misma clasificación se usa para los costos considerados hundidos, a fin de tener un costeo con el total de lo presupuestado para posteriores evaluaciones.

#### 4.7.3 Clasificación de otros Gastos asociados a los costos unitarios

Estos gastos no son necesariamente OPEX o CAPEX, por lo cual su cálculo lo explicamos por separado.

Clausura y Reclamación (Closure and Reclamation): se refiere al costo de clausura y reclamación calculado por medio ambiente.

Al monto total de reclamación se le descuenta un monto proveniente del FASB (presupuesto que contempla la reclamación de lo ya perturbado)

Como costo hundido, esto también se lo puede determinar en función al total de Oz. Que se planea colocar desde el inicio de mina y las que quedarían por colocar. Sobre este monto se deduce el 40% por no considerarse sensible al crecimiento de los pits (el 40% es un dato histórico) y sobre este monto (Reclaim cost Sensitive to Pit Size) se determina:

- i. monto a ser asumido por el Minado (Mining Portion): el monto obtenido anteriormente, se multiplica por la relación desmonte Mineral y este porcentaje es el que afecta al costo de minado, dividido entre el total minado.
- ii.
- iii. Monto a ser asumido por Procesos (Process Portion): sobre el monto anteriormente calculado (Reclaim cost sensitive to pit size) se resta el Mining Portion, y este monto sería el asignado a Procesos, dividido entre las toneladas a procesar.

Ambos montos unitarios serán los mismos para todos los pits.

Costo Financiero del Inventario (Inventory Finance cost): intenta recrear el costo de mantener Ozs. En los Pads por efecto del inventario. Primero se calcula un porcentaje de pérdida (PV loss) en función a una tasa de descuento del 7%, un periodo de recuperación de 4 años y unos porcentajes de recuperación estimada por periodo (0%, 50%, 33% y 17% para cada periodo, empezando en el primero respectivamente) También es necesario calcular una ley para las onzas que están quedando en el Pad, en función al

material colocado, las onzas puestas y las onzas recuperadas hasta el momento. Del producto del porcentaje, la ley, el precio del oro

(Según el que se use para la evaluación de reservas) se obtiene un costo promedio de las onzas en el Pad (PV loss of Inventory Tie Up) este costo (\$/tn) aplica para todos los procesos que involucre lixiviación, mas no a los que involucren planta.

Costos de Venta (Selling Expense): se refiere costo de venta del mineral (Oro) y es de 1\$/Oz, este dato debe ser primero consultado a Contraloría y Planeamiento de Negocios (Business Planning).

Contribución por apoyo de Newmont en la Administración (NEM Management Fee): se refiere a un pago que le hacemos Newmont por la administración de Yanacocha y es del orden de 2\$/Oz. Este monto se debe consultar a Planeamiento de Negocios en caso se de alguna variación.

Contribución con el Gold Council (Gold Council Fee): Pago que se hace al Gold Council como parte de la membresía por pertenecer al mismo, es equivalente a 1.75\$/Oz.

#### 4.7.4 Agrupación de los Costos Unitarios.

Una vez que se han calculado los distintos costos de OPEX, CAPEX y otros Gastos, se procede a agruparlos por Minado (\$/Tn), Procesos (\$/Tn) y Costo de Soporte (\$/Oz). Esto para cada uno de los Pits incluidos en reservas.

Costo de Minado (Mining Cost): Siguiendo la estructura que se especifica.

En el costo de minado se utiliza un componente que nos permite reflejar el costo de transporte que es sensible al incremento en la distancia desde el tajo hacia la zona de descarga (componente variable del costo de acarreo). El costo de Carguío y Acarreo es entonces disgregado en dos componentes, el primero incluirá el costo de carguío, servicios de mina, mantenimiento de frentes de carguío y otros, costos que se mantendrían "fijos" aun cuando la distancia de transporte se vea incrementada. Un segundo componente esta entonces referido específicamente al costo de transportar el material desde el frente de carguío hacia la zona de descarga, en el botadero o pad. Un componente adicional del costo de proceso, el cual refleja el retraso entre el tiempo en que las onzas de mineral son puestas en el Leach Pad y el momento en que estas han sido recuperadas, es utilizado por Planeamiento. Este "costo de inventario financiero" está basado en la idea de que una porción del oro es retenida en la solución del Pad y no se recupera hasta muchos años después. Esta reducción en el VPN se calcula en base a supuestos en el contenido de humedad en el Pad, tasa de descuento y años que transcurrirán hasta que el mineral sea recuperado (lixiviado).

#### **4.8 ALGORITMO DE LERCHS GROSSMAN**

El método de Lerchs-Grossman 2D optimiza los límites de diseño del tajo en secciones verticales, se puede analizar los resultados de diferentes secciones verticales y ser suavizados y revisados en forma manual, pero aun cuando el pit es óptimo en cada una de las secciones, es probable que el pit final resultante del proceso de suavizamiento no lo sea. Describiremos el proceso de optimización de Algoritmo en 2D:

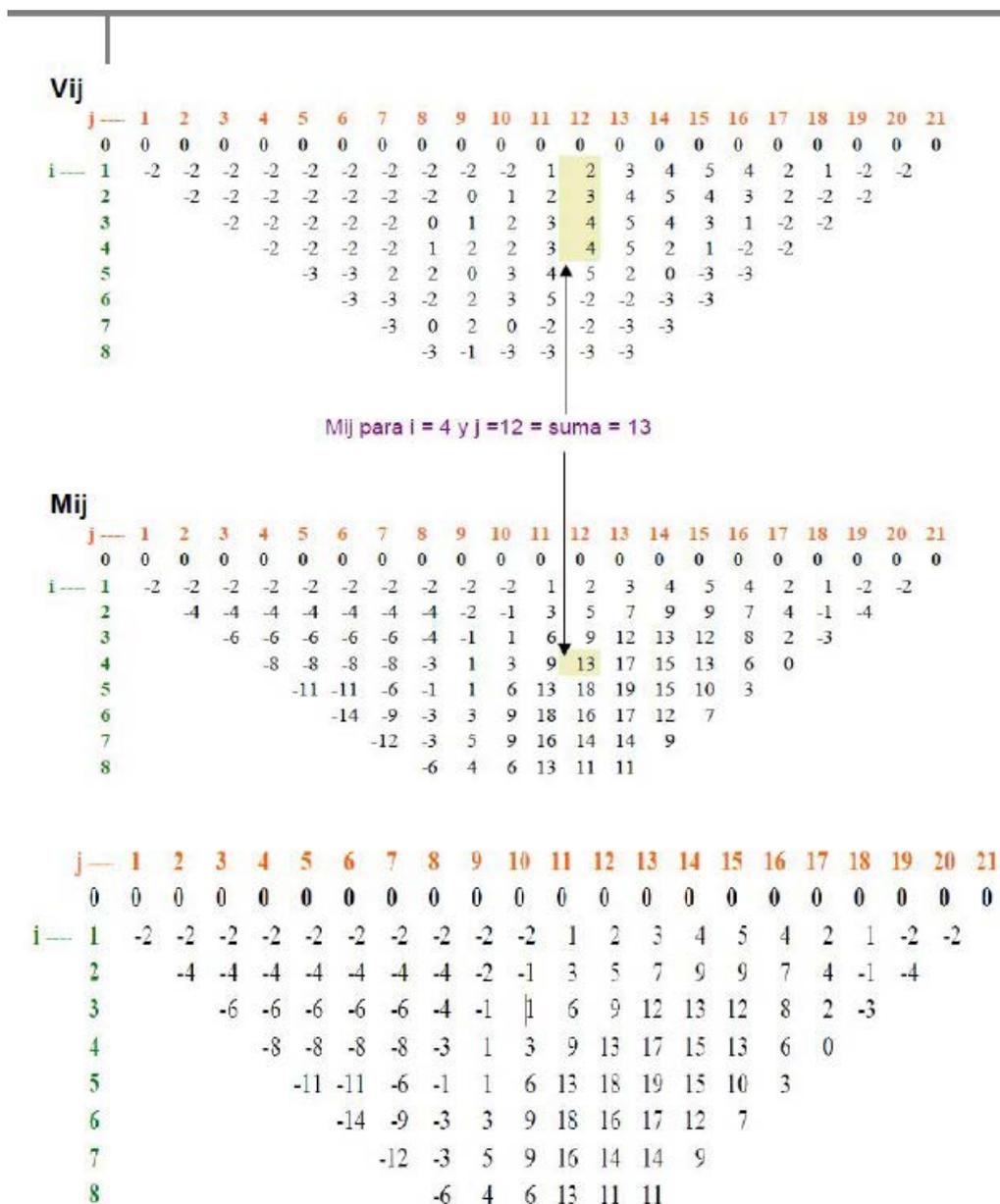
El punto de partida para la aplicación del Lerchs Grossmann 2D es el modelo de bloques. La técnica de Lerchs Grossman, se basa en la siguiente relación:

$$P_{ij} = M_{ij} + \max. (P_{i+k, j-1}) \dots\dots (1)$$

Dónde:

$K = -1, 0, 1, M_{ij}$ , representa el beneficio obtenido para extraer una sola columna de bloques con el bloque  $ij$  en su base.  $P_{ij}$ , es el beneficio máximo que pueden generar columnas 1 hasta  $j$  dentro de un pit que contiene el bloque  $ij$  en su límite. Este método se puede ilustrar mejor por medio de un ejemplo.

En la figura, los valores económicos del bloque ( $V_{ij}$ ), han sido asignados a una sección transversal. Luego se calcula los valores acumulativos de la columna  $M_{ij}$ . Estos valores corresponden simplemente al valor acumulativo de los valores económicos de todos los bloques situados exactamente arriba de la misma columna.



**Figura 4.3 Procedimiento de Lerchs-Grossman 2D**

Por lo tanto,  $M_{ij}$  para el bloque en donde  $i = 4$  y  $j = 12$  ( $M_{4,12}$ ), es la suma de los valores de bloque para los bloques  $j = 12$  y  $i = 1, 2, 3, 4$ . En la figura,  $M_{4,12} = 2 + 3 + 4 + 4 = 13$ . El último paso, es calcular los valores de la matriz de beneficio de  $P_{ij}$ . Estos valores, corresponden al beneficio neto o pérdida generados al caer uno de

los bloques del modelo sobre el límite del pit con todos los bloques de la izquierda que se han extraídos para crear una pendiente con el ángulo total deseado.

Para determinar el valor de la matriz de beneficio de cualquier bloque en particular, el valor acumulativo de la columna para ese bloque ( $M_{ij}$ ), es sumado al valor de beneficio ( $P_{ij}$ ) para un bloque en la columna más próxima a la izquierda. Para cualquier bloque en particular, se darán tres alternativas: el bloque ubicado diagonalmente arriba a la izquierda, el bloque ubicado transversalmente a la izquierda, y el bloque ubicado diagonalmente abajo a la izquierda. De estas tres alternativas, se selecciona el bloque con valor máximo positivo. Se agregan las mejores alternativas para todos aquellos bloques que son extraídos, para obtener el valor de beneficio para el bloque que se está evaluando. La Figura 4.4 incluye valores de  $P_{ij}$  para las columnas desde 1 hasta 10, y se utilizarán a modo de ejemplo en la generación de valores para la columna 11. Por conveniencia, los valores de la columna acumulativa  $M_{ij}$  para la columna 11, que se requieren para calcular los valores de  $P_{ij}$  utilizando la Ecuación 1.

P <sub>ij</sub>												M <sub>ij</sub>		
		j	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	11
	i	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1		-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	1
2			-6	-6	-6	-6	-6	-6	-6	-4	-3		3	
3				-12	-12	-12	-12	-12	-10	-7	-3		6	
4					-20	-20	-20	-20	-15	-9	-4		9	
5						-31	-31	-26	-21	-14	-3		13	
6							-45	-40	-29	-18	-5		18	
7								-57	-43	-24	-9		16	
8									-63	-39	-18		13	

La mejor opción entre 0, -2 y -3 es 0.  $M_{ij} = 1 + 0 = 1$ .

La mejor opción entre -4, -3 y -5 es -3.  $M_{ij} = 13 + (-3) = 10$ .

**Figura 4.4 Ejemplo de cómo calcular los valores de  $P_{ij}$  para la columna 11, utilizando los valores de  $M_{ij}$  a partir de la columna 11.**

Luego de entender el algoritmo Lerchs Grossman 2D y debido a que éste algoritmo no garantiza una solución óptima en 3D, la resolución final de este problema surgió de la teoría de grafos (Lerchs y Grossmann,1965). Cada bloque del modelo representa un nodo del grafo, que a su vez está conectado con otros nodos mediante arcos donde a cada nodo se le asigna un peso, en nuestro caso el valor neto del nodo al que representa. El problema se plantea de la siguiente forma: encontrar de entre todos los posibles subgrafos, aquél cuyo peso asociado (el sumatorio de los pesos de todos los nodos pertenecientes al subgrafo), sea máximo. En términos de programación lineal entera tendremos:

$$\text{Maximizar } \sum_{j \in V} b_j * x_j$$

Donde  $V$  representa el conjunto de todos los nodos;  $b_j$  es el peso del nodo  $j$ ;  $x_j$  es una variable que tiene el valor de 1 si el nodo  $j$  está incluido dentro del hueco óptimo, y cero en el caso contrario. Tendremos que aplicar la restricción de los taludes de la excavación:  $x_i - x_j \geq 0$ , para todos los nodos  $i$ , conectados con el nodo  $j$ . El gran logro de Lerchs y Grossmann fue, precisamente, formular este problema, irresoluble mediante programación lineal debido a los enormes requerimientos computacionales, como un problema de cierre máximo en la teoría de grafos.

Posteriormente aparecieron algoritmos, que transformaron el planteamiento de la teoría de grafos a uno equivalente de flujo máximo en teoría de redes, que dan los mismos resultados que el anterior (Johnson, 1968; Picard, 1976).

El incremento de la potencia de los ordenadores ocurrido en las dos décadas posteriores al artículo de Lerchs y Grossmann, permitió la aparición en el mercado de Whittle 3-D (1985) y posteriormente otros programas que implementan el algoritmo en tres dimensiones.

## **CAPITULO V**

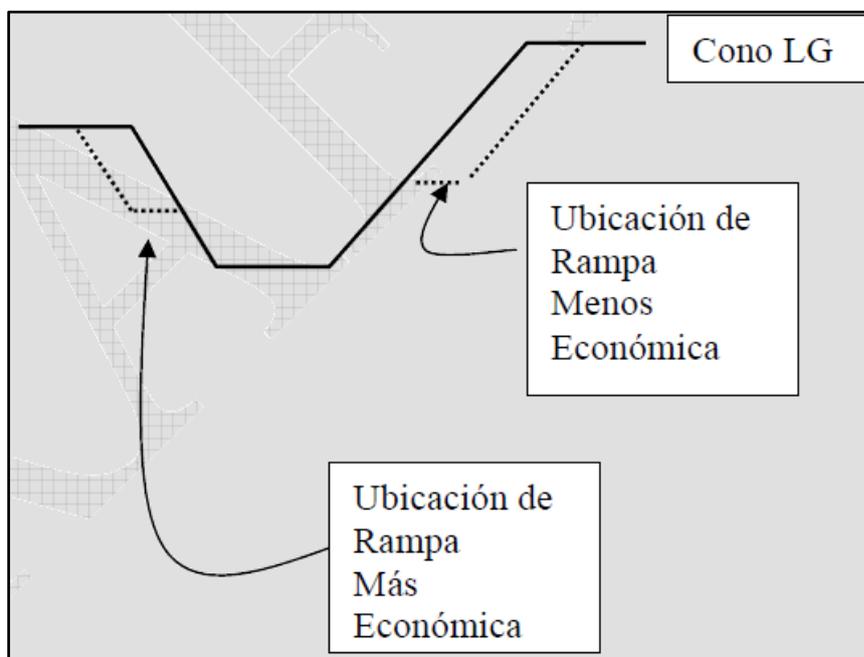
### **DISEÑO DEL TAJO Y EVALUACIÓN ECONOMICA**

El análisis de LG proporciona un cono óptimo basado en una aproximación de los ángulos de talud definidos para todos los bloques. Estos contornos deben modificarse para obtener un diseño operativo del tajo, el cual incluya la rampa de acceso. La inclusión de rampas a un cono de LG normalmente requiere la adición de desbroce o el tener que dejar mineral fuera de los límites del diseño.

¿Cuál es el comportamiento de las diferentes zonas del tajo y cuales las paredes más sensibles ante la inclusión del acceso? ¿Qué ángulos de talud y que profundidad de cono ha sido considerada para la inclusión de las rampas o accesos en el cono? Estas preguntas son las que debemos responder al momento de diseñar un tajo, para ello utilizaremos tres métodos principales y el impacto económico que produce la inclusión de las rampas de acceso en el diseño del tajo.

**Primero**, la posición de las rampas es considerada en las paredes con menor altura. Si un cono generado por el LG tiene una "zona llana" o plataforma, el colocar la rampa justo debajo de esta zona solo requerirá desbroce adicional desde la elevación de la rampa hasta la elevación de esta plataforma, en lugar de desbrozar toda la pared hasta la elevación de la superficie. Cabe resaltar que esto es válido

tanto si la pared de menor altura es debida a la topografía natural o a la geometría del cono.

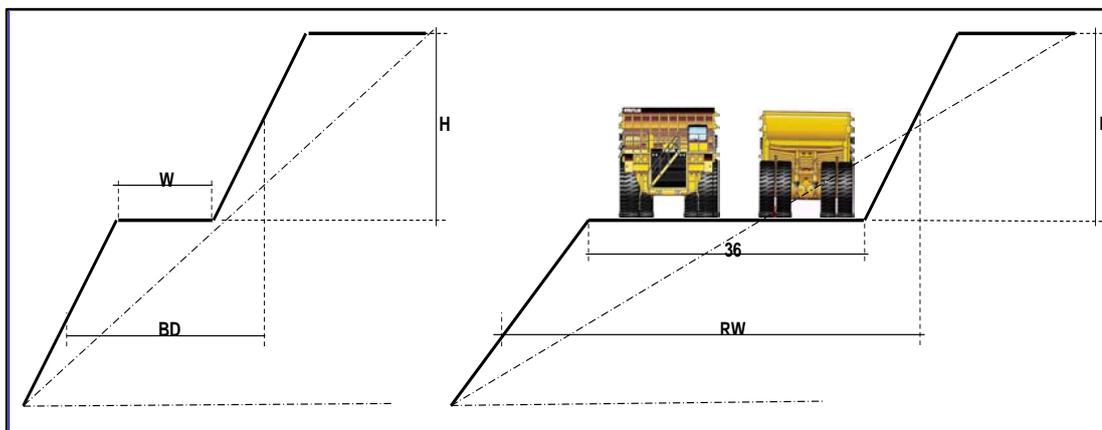


**Figura 5.1** En el dibujo se muestra un esquema de una sección transversal, la línea sólida representa el contorno del cono y las líneas punteadas representan dos posibles alternativas de posición para una rampa.

Suponiendo que todo el material fuera del contorno del cono es estéril, con un costo de minado constante, la alternativa de la izquierda es significativamente una alternativa de más bajo costo.

### 5.1 Ancho y pendiente de la rampa:

En función a las dimensiones de los equipos a utilizar en el minado.

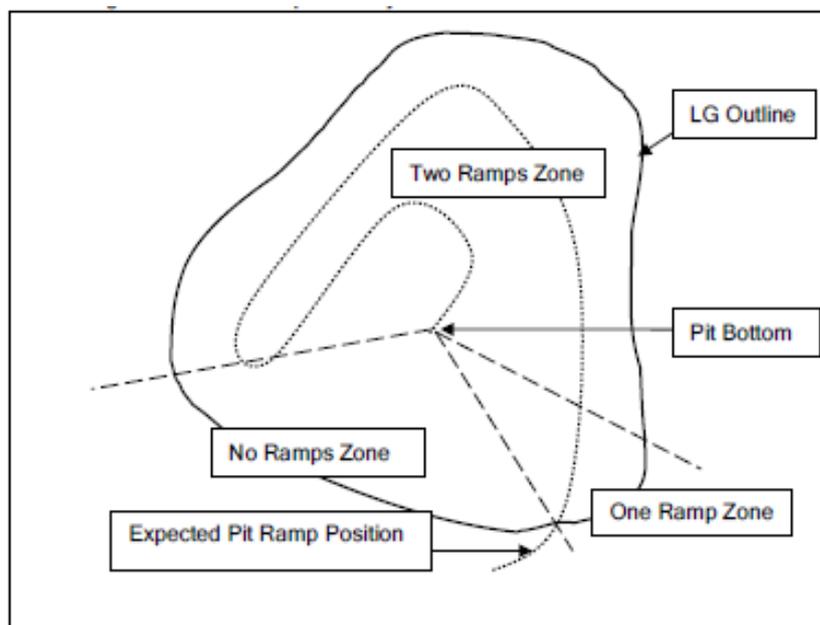


## 5.2 Sensibilidad de Parámetros geotécnicos

Se realizan repetidos análisis de LG para identificar si el tajo puede soportar económicamente más desmonte o en su defecto es recomendable dejar mineral en determinadas paredes del tajo final. Típicamente, el primer cono de LG generado usa los ángulos geotécnicos Interrampa como uno de los parámetros de entrada (cono base).

## 5.3 Zonificación del tajo para ubicación de la rampa

Entonces, basados en el ancho de la rampa planeada y la profundidad esperada (distancia vertical entre la salida y la base del tajo), se generan los conos adicionales con ángulos más echados, con la intención de anticipar el efecto de la inclusión del acceso en el diseño del tajo, permitiendo un número esperado de rampas en cada pared. En líneas generales, si estos conos muestran una pared que generalmente presenta la misma posición de la cresta, entonces la rampa se diseña cubriendo mineral. Si los conos muestran una pared que generalmente presenta la misma posición en el pie, entonces la rampa se diseña minando mas desmonte.



La figura nos muestra cómo, basados en el comportamiento de las paredes en las diferentes zonas del tajo, ante la inclusión de una o más rampas, se genera un diagrama que servirá de guía para definir la ubicación del acceso. Se tomara la decisión de poner el acceso, en determinada pared, cubriendo mineral o en su defecto minando desbroce adicional.

#### 5.4 Diseño del tajo operativo y evaluación económica

Conceptos alternativos de rampas son diseñados y analizados, análisis de costo incremental vs. Cálculos de beneficio, para identificar la alternativa más económica. Donde las diferencias son grandes, nuevas alternativas son analizadas para confirmar la alternativa seleccionada. A veces, es necesario realizar estudios comparativos entre el costo de minar el desmonte adicional y/o perder mineral, contra los costos de acarreo esperados.

Análisis de Sensibilidad del Tajo: Un último componente del proceso de diseño de un tajo es el obtener un mayor entendimiento acerca de cuán sensible es el diseño ante diferentes escenarios económicos y parámetros de reserva del mineral. La sensibilidad del diseño del tajo es examinada mediante reiterados análisis de LG, variando los parámetros de entrada.

Típicamente MYSrl examina cuatro sensibilidades principales: la sensibilidad al precio de oro (equivalente a la sensibilidad a la recuperación metalúrgica),

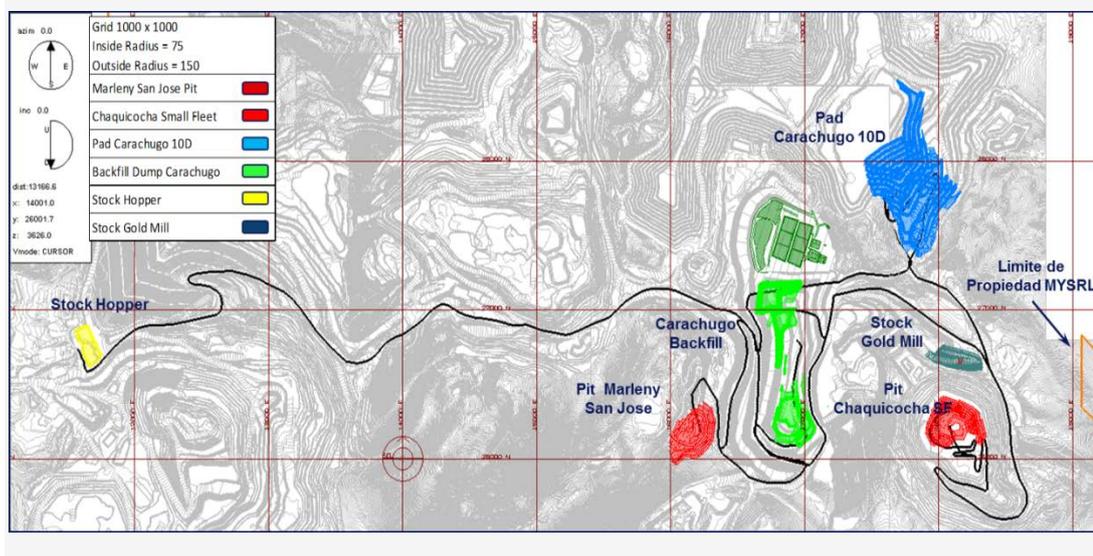
Sensibilidad al costo de minado, sensibilidad al material inferido y sensibilidad a la tasa de descuento. Estos análisis son utilizados para asegurar que la posición de un acceso se mantendría aun cuando las paredes sean sensibles a la variación de los precios, identificar paredes sensibles a los costos de minado las cuales requerirán de un diseño de rampa cuidadoso, para priorizar campañas de perforación en zonas sensibles a la mineralización inferida y para identificar fases que sean muy sensibles al nivel de avance vertical.

## **CAPITULO VI**

### **MINA PATRICIA – MYSRL**

En este capítulo veremos la aplicación de la metodología antes mencionada y los resultados del diseño y evaluación del proyecto Patricia, que es un yacimiento de baja ley. Se encuentra en el borde sureste de Cerro complejo Yanacocha, que es el mayor depósito de oro y plata en el distrito. La geología de este depósito fue descrita en el capítulo II por lo que pasaremos a describir los parámetros de entrada para el diseño y la evaluación de éste depósito.

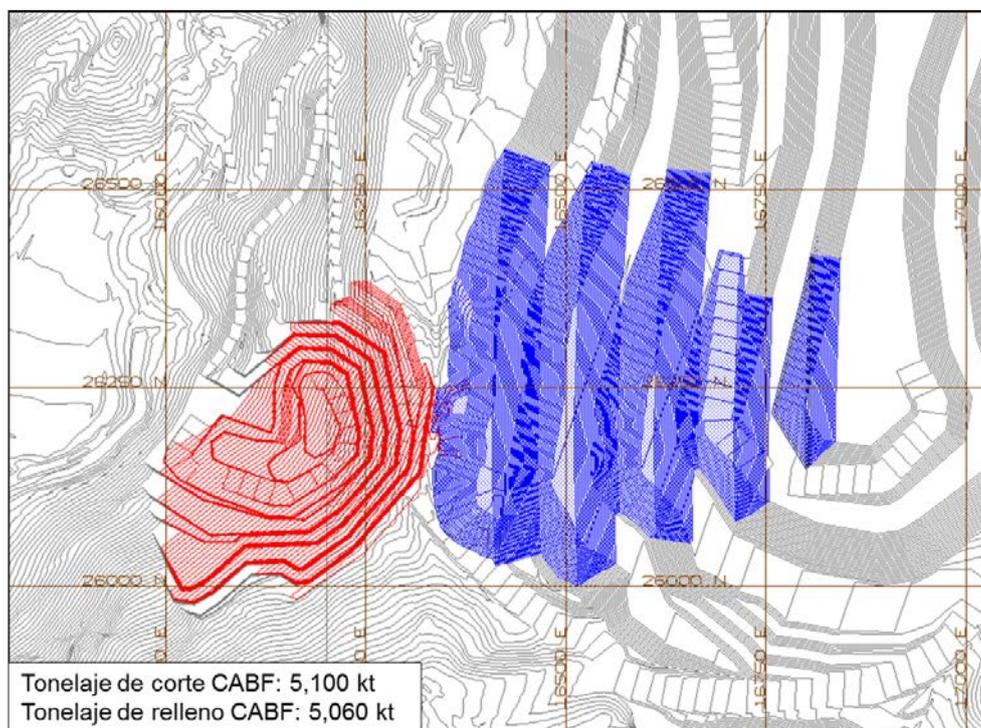
## 6.1 Minado



**Figura 6.1 Principales estructuras de Patricia**

El escenario para este proyecto no es un caso estricto de una evaluación separada, ya que al ser Yanacocha un distrito con varias unidades, el pad se comparte con otro proyecto, es decir que el mineral que sale de ambos proyectos serán depositados en un mismo pad que tiene una capacidad para 21 Millones de toneladas.

Luego de terminado el minado de este tajo, éste servirá como depósito de desmonte de otros tajos que seguirán en operación. Aumentando la capacidad del botadero existente y reduciendo el EFH para algunas rutas y facilitando el proceso de reclamación y cierre de mina para este proyecto.



**Figura 6.2 Diseño del Botadero**

## 6.2 Procesamiento

Por tratarse de un depósito de óxidos de baja ley solamente tenemos una opción de proceso para este proyecto que es la lixiviación de óxidos en el Pad Carachugo. El mineral extraído de mina es colocado en la pila de lixiviación (pad) para una lixiviación convencional con cianuro recuperando oro y plata. La pila de lixiviación tiene lifts o capas de 16m un ciclo de lixiviación de 60 días. La recuperación del oro varía de acuerdo al modelo de bloques.

La producción del metal que sale de los pads es progresiva, para propósitos de cálculo del cash flow seguiremos el siguiente modelo de recuperación del metal:

El primer año se recupera el 70%, el segundo año 25% y el tercer año el 5% restante.

La recuperación promedio para el proceso de lixiviación a lo largo de la vida de la mina es del 70%.

Stock piles no serán requeridos para este proyecto debido a que el tiempo de minado es corto ni tampoco se requerirá material para mezcla debido a que según información de modelo todo el material es roca dura.

El tratamiento de la solución rica será la misma que se encuentra operando en MYSRL.

### **6.3 Preminado**

Los trabajos de pre-minado necesarios consisten en la remoción del suelo orgánico (top soil) construcción de vías auxiliares y trabajos de desarrollo de mina asociado a las mejores prácticas de MYSRL en lo que concierne a trabajos para el control de sedimentos previos a la actividad de minado.

### **6.4 Botaderos y Stocks**

Basados en el modelo actual tenemos 0.1 Millones de toneladas de desmonte generador de aguas ácidas (PAG) y 2.1 Millones de toneladas de desmonte Inerte (NPAG) los cuales serán apropiadamente dispuestos en el botadero, el material ácido será encapsulado con material Inerte para evitar generación de aguas ácidas. No se requieren stocks por las condiciones antes mencionadas.

### **6.5 Equipo de Minado**

Todo los equipos a utilizar serán equipos que actualmente tenemos en la operación, no se considera compra de equipo adicional.

El equipo de carguío consistirá de una excavadora Hitachi 2500 y el equipo de acarreo consistirá en camiones CAT785C. El equipo de perforación incluye una mezcla de unidades Pit Viper y DML y el equipo de soporte con el que cuenta MYSRL (Tractores de ruedas CAT844, Tractores oruga CAT-D11 Y CAT-D10, MOTONIVELADORAS CAT24H y 16H, camiones cisternas, camabajas, etc.)

### **6.6 Optimización con Learch&Grossman**

El proceso de optimización se llevará a cabo según la metodología descrita en los capítulos previos, los inputs son:

La topografía inicial para el proceso de L&G está basa en una superficie de contornos de 10m.

El modelo de bloques fue construido con bloques de 25x25x10 metros (este, norte, elevación).

**Tabla 6.1 Tipos de alteración del depósito**

Alteration Type	Code
Silica Massive	1
Silica Granular 2,3	2
Alunite	3
Clay 3	4
Propylitic	5
Clay 1	6
Diaspore	7
Silica Vuggy	8
Clay 2	9
Fill	10

### 6.7 Modelo Metalúrgico

Este modelo fue construido en base a los modelos de CuCN y SS. Este define los tipos metalúrgicos como óxidos, transicional y sulfuro

**Table 6.2: Metallurgic Ore Type Criteria Classification**

Code	Mtype	Matrix
1	Oxide	(CuCN < 250 ppm, SS < 1.5%)
2	Transition	(CuCN 250-1500ppm, SS 1.5-10%)
3	Sulfide	(CuCN > 1500 ppm, SS > 10%)

El modelo de recuperación en Yanacocha está basado en la relación AuCN/AuFA. La influencia del CuCN y SS nos son significantes debido a la mínima cantidad que se presentan (CuCN<250 ppm & SS< 1.5%), esto indica que el mineral de Patricia es principalmente óxido.

El siguiente cuadro muestra el modelo de recuperación de oxidos de malla -10

**Tabla 6.3 Fórmula de Recuperación Metalúrgica**

Deposit	10 Mesh Model Parameters					Size Recovery Scale Up		
	X1	X2	X3	X4	X5	a	b	Factor
	0.8490	0	0	0	0	-0.0038	0.0023	0.14

Au Leach Recovery = Grade Based Scale Up \* (-10 Mesh Recovery + Grind Sensitivity)  
 -10 Mesh Recovery =  $X1 * AuCN/AuFA + X2 * (1 - AuCN/AuFA) + X3 * CuCN + X4 * SS + X5 / AuFA$   
 Grade Based Scale Up =  $[(1) * 0.97 + (AuFA - 1.0) * 0.77] / AuFA$   
 Grind Sensitivity =  $[Factor * (a + b * (AuCN/AuFA))] * [Ln(150) - Ln(1.6)]$

El procesamiento del mineral de Patricia se hará mediante lixiviación con cianuro en una expansión de la pila de Lixiviación CA10. La solución será procesada en la planta existente de Columna de carbón. Y luego se procesará en la planta Merrill Crowe y la producción se doré ser hará en la refinería existente. Las aguas de exceso del proceso serán tratadas en la planta. EWTP-RO Carachugo (Excess Water Treatment Plants) y las aguas de drenaje del tajo serán tratadas en la planta AWTP Carachugo (Acid Water Treatment Plants)

### 6.8 Modelo de Clasificación de recursos

Recursos Medidos. Todos aquellos bloques con una distancia isotrópica al taladro más cercano a menos de 15 metros y una varianza de Kriging según dominio <0.350 para el dominio Norte y <0.650 para el Sur.

Recursos Indicados. Todos los bloques con una distancia isotrópica al taladro más cercano entre 15 y 45 metros y una varianza de Kriging según dominio <0.350 para el dominio Norte y <0.650 para el Sur.

Por defecto los demás bloques son inferidos

## 6.9 Ángulos Geotécnicos

Las recomendaciones para el diseño de taludes según los resultados de la evaluación geotécnica se resumen en el siguiente cuadro:

**Tabla 6.4: Geotechnical Parameters for Patricia Project.**

Alteration/Stratigraphy/Rock/Soil Type	Bench Height (m)	BFA (°)	Berm Width (m)	IRA (°)
Argilic / Silica Clay 3	10	55	14.4	25
Silica Clay 2 / Propylithic	10	55	11.8	28
Silica Clay 1	20	65	12.1	43
Silica Alunite / Granular Silica (GS in CY pit)	20	70	9.5	50
Granular Silica 3	10	65	9.6	35
Granular Silica 2	20	65	12.1	43
Granular Silica 1	20	70	9.5	50
Massive Silica / Vuggy Silica	20	75	9.2	54
Fill	10	35	15.8	18.4

## 6.10 Precio de los metales:

Los precios de oro y plata usados en la evaluación del proyecto fueron tomados de la guía de evaluación de proyectos de Planeamiento de Negocios de Newmont:

Precio de Oro \$1500 / oz, precio de Plata \$30.00 / oz y el precio de Cobre \$3.50 / lb

## 6.11 Tasa de descuento

Para el proceso de optimización del tajo, se realizó un descuento de 7% al año, que es la tasa corporativa, además históricamente en MYSRL los bancos minados por año son 12 y la elevación de referencia para hacer el descuento es 3992. La tasa de descuento para determinar el valor presente Neto en la

evaluación económica en la selección del tajo optimizado fue 12.25% (Esta tasa de descuento adiciona el riesgo país)

## 6.12 Costos Unitarios

### 6.12.1 Costos unitarios de Minado

Los costos de minado se resumen en la siguiente tabla:

**Tabla 6.5 Costos de minado para Patricia**

Drill and Blast	Direct	0.414		
	<u>O&amp;PS</u>	<u>0.024</u>		
	Total D&B		0.439	
Load and Haul	Base	1.389		
	Haul	0.256	5.25 EFHkm@	0.049 / EFHkm
	Direct	1.645		
	<u>O&amp;PS</u>	<u>0.172</u>		
	Total L&H		1.816	
Mine Closure & Reclamation			0.204	
Mine Development (CAPEX)			0.337	
Mine Trucks			-	5.25 EFHkm@ 0.000 / EFHkm
Mine CAPEX			<u>0.265</u>	
<b>Marleny San jose Mining Cost per Tonne with escalat</b>			<b>3.061</b>	
	Opex	0.005	0.100 EFHkm@	0.049 / EFHkm
	Trucks	-	0.100 EFHkm@	0.000 / EFHkm
Incremental Haulage			0.005 per 10m bench below 3992m	
			0.094	1.93 EFHkm@ 0.049 / EFHkm
LOM Waste Mining Cost			3.154	7.18 EFHkm@ 0.04983 / EFHkm

### 6.12.2 Costos unitarios de Proceso

Estos costos se resumen en la siguiente tabla:

**Tabla 6.6 Costos de Procesamiento con cianuro.**

Process Operations	Direct	2.256		
	<u>O&amp;PS</u>	<u>0.298</u>		
	Total Lch Ops		2.553	
Incremental Haulage	Opex	0.143	293 km	0.049 / EFHkm
	Trucks	-	293 EFHkm@	0 / EFHkm
			0.143	
Mine Support Equipment			0.008	
Inventory Finance Cost			0.190	
Pad Closure & Reclamation			0.326	
Process CAPEX			0.299	
Pad CAPEX			<u>0.736</u>	
<b>Process Cost per Oxide Leach Tonne with escalation</b>			<b>4.256</b>	

### 6.12.3 Gastos Generales y de Soporte

Estos costos se aplican a cada onza de oro y representan costos de carácter

general que no fueron considerados en los costos de minado y de proceso.

**Tabla 6.7 Gastos Administrativos y de Soporte**

<b>Overheads and Production Support</b>	
Ovh & Prod Support (not allocated to mine or leach)	69.41
Selling Expense	1.500
NEM Management Fee	2.000
Gold Council Fees	2.000
Site CAPEX	8.110
<b>Total Ovh &amp; Prod Support per Recovered Ounce</b>	<b>83.019</b>

#### 6.12.4 Costo de Capital Inicial y de Sostenimiento

El costo de capital para el proyecto Patricia se estimó en \$9.4 millones que comprende los trabajos de desarrollo de mina (un acceso, nueva línea eléctrica, tuberías y canales perimetrales) y un 14% de contingencia.

**Tabla 6.8 Costo de Capital Inicial y de Sostenimiento**

<b>CAPITAL (\$000)</b>	<b>Stg 4</b>
01. Mine Sustaining	1,867
02. Equipment	375
03. Overhead	504
04. Mine Development	3,750
05. Conversion Opexto Capex	2,518
06. Capex from Quecher	368
<b>TOTAL CAPITAL</b>	<b>9,381</b>

#### 6.12.5 Regalías

De acuerdo con las leyes peruanas, los derechos de concesión minera deben pagar el 3% de regalía aplicable a las ventas. MYRSL tiene un contrato de estabilidad con el gobierno del Perú donde la empresa está protegida de pago de regalías hasta ciertas fechas establecidas. En el caso de este proyecto si debemos considerar el pago de Regalías.

### 6.13 Selección de tajo y resultados de la Optimización Lerch&Grossman

Para este propósito utilizamos el Software Whittle, con el que se genera un conjunto de conos anidados a una variedad de precios que van desde \$480 \$/oz a 3000 \$/oz que fueron simulados en 83 intervalos de incrementos.

### 6.14 Resumen de Resultados

El máximo valor descontado para el caso específico se logra en el pit 31 y luego comienza a bajar después de pit 33 que corresponde a un precio de Au \$1500/oz po lo que se decidió utilizar este cono como tajo final.

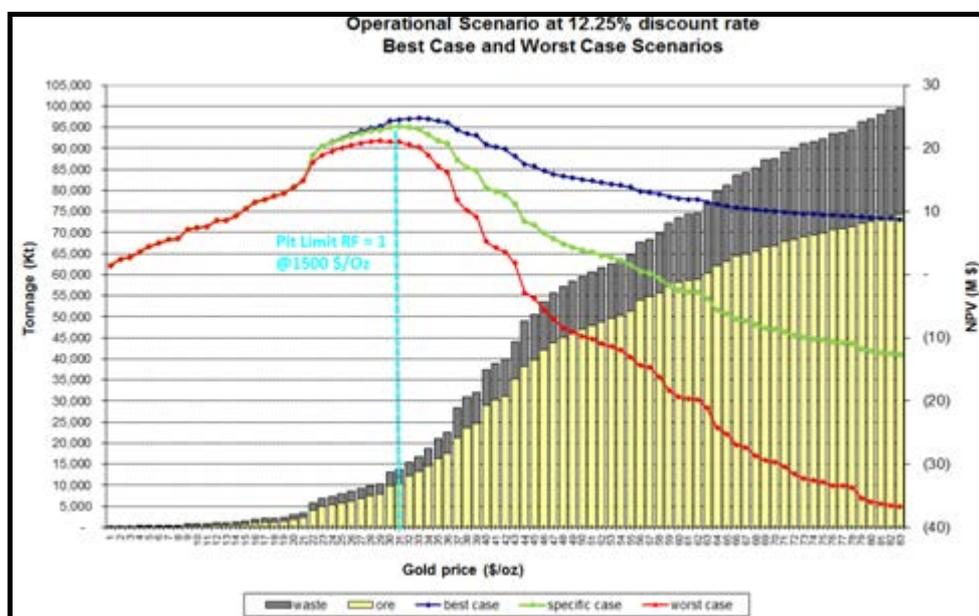


Figura 6.3 Curvas de Optimización con Whittle para Patricia

### 6.15 Diseño del Tajo

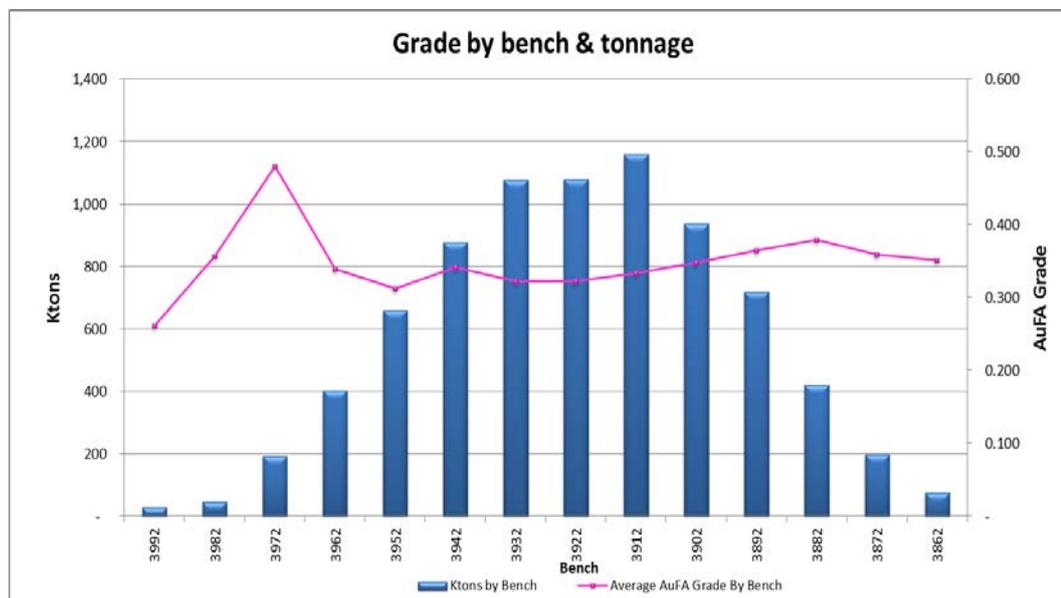
Las rampas fueron diseñadas con 28.4m (Para camiones CAT 785C) de ancho efectivo y pendientes máximas de 12%, El porcentaje de Oz inferidas dentro del diseño es de 1%. La siguiente tabla nos muestra las métricas del tajo diseñado:

**Tabla 6.9 Métricas del diseño de Patricia**

Design Stg 4	TOTAL
Strip Ratio	0.3
<b>Oxide Leach, kt</b>	<b>8,202</b>
Contained Au, koz	88.9
Recoverable Au, koz	62
Recoverable Ag, koz	14
<b>Total Ore, kt</b>	<b>8,202</b>
<b>Total PAG Waste, kt</b>	<b>61</b>
<b>Total NPAG Waste, kt</b>	<b>2,072</b>
<b>Total Mined, kt</b>	<b>10,335</b>

### 6.16 Leyes de oro en el diseño de Patricia (por bancos)

La distribución de las leyes de oro se muestran en el siguiente gráfico



**Figura 6.4 Tonelaje y ley por Bancos – Patricia**

### 6.17 Cono Vs. Diseño del Tajo

**Tabla 6.10 Comparación tonelajes y leyes contenidas dentro del tajo optimizado y el diseño basado en el cono de 1500\$/oz.**

<b>Model</b>	<b>Sep12 MII</b>	<b>Sep12 MII</b>		
<b>Design</b>	<b>Stage 4</b>	<b>Cone</b>	<b>Diff.</b>	<b>% Var</b>
Strip Ratio	0.3	0.2	0	30%
Total Au grade, gpt	0.34	0.34	-0	-1%
Contained Au, koz	89	85.4	4	4%
Recoverable Au, koz	62	56.4	6	10%
Recoverable Ag, koz	14	12.2	2	15%
				0%
Total Ore, kt	8,202	7,615	587	8%
Total PAG Waste, kt	61	0	61	0%
Total NPAG Waste, kt	1,372	1,566	-194	-12%
Total Mined, kt	9,635	9,181	454	5%

### 6.18 Diseño de Fases

El minado de este tajo comprende una sola fase debido al tamaño del tajo y al tamaño del equipo, este será minado en 2 años incluyendo el pre-minado. La secuencia de minado ha sido preparada priorizando el mineral de alta ley para el primer año. El resultado de la secuencia de minado se muestra a continuación.



Figura 6.5 Tonelaje y Au contenido



Figura 6.6 Mineplan Stage 4 - Au Recovery & Au Production

### 6.19 Modelo Financiero

El Modelo Financiero para Patricia tiene los siguientes Inputs:

- NPV@12% = \$8.19M (\$1500Au, \$30Ag)

- IRR = 77%
- Break Even Price = \$1,234 oz
- Plan de Minado 2013 to 2014.
- Producción de Onzas 70% (first year), 25% (second year) and 5% (third year).
- Depreciación @ 14.29 %/annual.
- Impuestos @ 30%.
- Flujo de Caja: 10.27 M\$



## 6.20 Análisis de Sensibilidad

Se hizo un análisis de sensibilidad en para los siguientes rangos de sensibilidad usando el software Whittle sobre el caso base:

- Precio del oro(s) ( $\pm 25\%$ )
- Costo unitario de minado ( $\pm 25\%$ );
- Costo unitario de proceso ( $\pm 25\%$ );
- G&A , ( $\pm 25\%$ ):
- Angulo del talud ( $-5^\circ$ ,  $+5^\circ$ );

Las sensibilidades fueron evaluadas en términos del impacto sobre las ganancias operativas netas. Los resultados se muestran así:

- Como pudo ser esperado, la mayor sensibilidad es al incremento del precio en 25%, las ganancias operativas netas se incrementan en +249% y -74% cuando el precio del oro disminuye en 25%.
- El Segundo parámetro mas sensible es el costo de minado con variaciones de -25% y +82%.
- Similar variación en cuanto a costo de procesamiento.
- El Siguiete parámetro mas sensible es el ángulo del talud con variaciones de -57% y +77%.

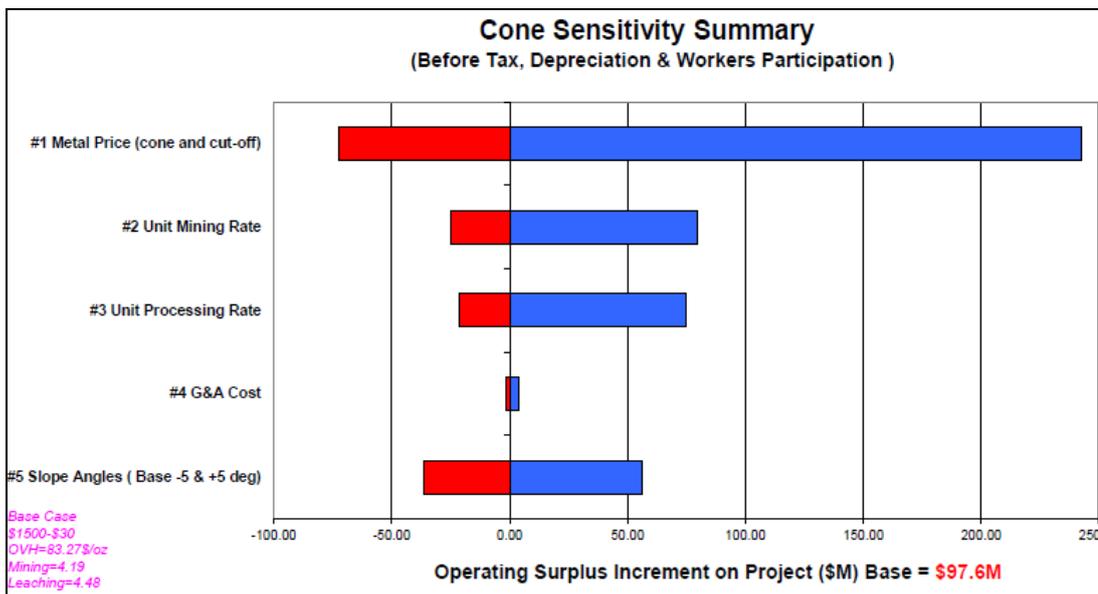


Figura 6.7 Gráfico de resultados del análisis de sensibilidad

## CONCLUSIONES

1. Una metodología de diseño y evaluación de un tajo abierto solo puede ser un lineamiento general o guía, cada proyecto o depósito tiene particularidades que influyen en el diseño y evaluación del mismo. Sin embargo es necesario para desarrollar y evaluar activos mineros tener estandarizados conceptos claros y una nomenclatura sobre criterios y prácticas que respalden los prospectos de exploración, recursos y reservas mineras.
2. La variabilidad de los precios de los metales hace que las compañías usen un promedio razonable para el cálculo de las reservas, la tecnología en estos tiempos nos permiten hacer muchos escenarios y el análisis de sensibilidad es una herramienta necesaria para poder responder a preguntas de que pasaría si?
3. Un buen plan de minado garantiza un óptimo NPV, para que se tenga este plan adecuado, las fases de minado deben ser las adecuadas.
4. El valor del dinero en tiempo debe de ser incluido durante la optimización, independiente del método o procedimiento que se use.
5. Las consideraciones geométricas, de los yacimientos están principalmente en función al tamaño de este, consideraciones

geomecánicas, ratio de minado, tamaño de equipos, etc, sin embargo en la actualidad las operaciones grandes.

6. En el diseño de las fases de minado, se debe de garantizar la factibilidad de usar una determinada vía de acceso para salir de las fases inferiores mientras se inicia el desbroce de la fase siguiente.
7. Una correcta estrategia de ley de corte permite mejorar el VAN de proyecto y reducir el tiempo de retorno de la inversión.
8. Además de esto, en el proceso de diseño y evaluación debemos tomar en cuenta otras instalaciones, otros depósitos o futuras áreas de operación en general, requerimientos de infraestructura de drenaje, bombeo u otros necesarios para el buen funcionamiento de la operación, posibles restricciones debido a impactos al
9. Medioambiente, posibles restricciones debido a la presencia de poblaciones vecinas, Riesgos del proyecto y las oportunidades identificadas.

## RECOMENDACIONES

1. Se debe tener en cuenta la estructura de capital y el costo de capital de la empresa con la que evaluaremos el proyecto, además toda evaluación económica debe estar acompañada de una evaluación de riesgos sin dejar de lado los aspectos ambientales y sociales (evaluación social).
2. En Perú deberíamos contar con un comité especializado como parte del colegio de ingenieros y/o instituto de ingenieros de minas para auditar y velar por la transparencia con que se realizan los trabajos de evaluación de proyectos y garantizar que lo que se muestre a los inversionistas de todo el mundo sea el potencial minero que tiene nuestro país y que se encuentra respaldado por un grupo reconocido y de mucha trayectoria minera y así podríamos atraer más inversión privada, todo esto dentro de un marco legal apropiado para dicho propósito.

## BIBLIOGRAFIA

1. HUSTRULID, KUTCHA, Open Pit Mine Planning & Desing
2. GARCIA BASTANTE FERNANDO, Diseño y Planificación de explotaciones a Cielo abierto mediante algoritmos de optimización.
3. VASQUEZ ALEJANDRO, GALDAMES BENJAMIN, LE-FEAUX RENÉ, Apunte preliminar diseño y operaciones de minas a cielo Abierto.
4. ENGR. IZHAR MITHAL JISKANI, Surface Mine Design and Practice.
5. GONZALES PAIHUA TOMAS, Diseño de Minas a Tajo Abierto.
6. AYMACHOQUE TINCUSI JAVIER, La programación Dinámica Aplicada a la Secuencia de Minado Superficial de un Yacimiento de Oro Diseminado.
7. MARTINEZ TIPE PEDRO, Geología y Control de Mineralización en el

depósito Chaquicocha Sur Asociada a Rocas Piroclásticas Perteneciente al Complejo Volcánico Yanacocha.

8. P.N. CALDER, Tópicos de Ingeniería de Minas a Rajo Abierto.