

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**“LA PROGRAMACIÓN DINÁMICA APLICADA A LA SECUENCIA DE
MINADO SUPERFICIAL DE UN YACIMIENTO DE ORO DISEMINADO”
MINA LA VIRGEN DE LA COMPAÑÍA MINERA SAN SIMÓN S.A.**

TESIS

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

PRESENTADO POR:

JAVIER AYMACHOQUE TINCUSI

**LIMA - PERU
2008**

AGRADECIMIENTOS

Mis sinceros agradecimientos a las personas que hicieron posible desarrollar y ejecutar el presente trabajo de tesis. A los ejecutivos de Cia. Minera San Simón por permitirme utilizar la información del Proyecto La Virgen para el desarrollo de la misma.

A todas aquellas personas, compañeros, colegas y amigos, sin cuyo apoyo no habría logrado culminar con este objetivo: Juan Rodríguez, Hugo Solís, Luís Medina.

A mi esposa Giannina e hija Gianella, que son mis amores y mis padres, a quienes siempre les debo la vida.

Gracias

A la memoria de mi gran amigo y colega
Adrián Portugal Hermoza

RESUMEN

El diseño del programa de producción de largo plazo, es una componente importante del minado, pues determina el resultado económico del proyecto. Es un problema complejo y dificultoso, debido a la escala en que se maneja.

Determinar la secuencia de minado de un tajo abierto, consiste en encontrar la manera, en que los bloques deberán ser removidos de la mina con el objetivo de maximizar el valor presente neto de la explotación, guiada por restricciones técnicas y económicas.

Los avances en programas para computadora combinados con habilidades operacionales cada vez mayores, proveen de infinidad de escenarios de diseño. Cientos de escenarios pueden obtenerse usando una variedad de parámetros económicos y operacionales que evaluarán el VPN¹ y la TIR². ¿Cuál tajo o conjunto de tajos brindan el mayor retorno a la inversión con el menor riesgo? Los diseños y decisiones para su implementación, están generalmente basados en los resultados de estos análisis.

Para superar la dificultad ocasionada por el gran número de escenarios a manejar en el problema, se propone como solución del caso de estudio (yacimiento de oro diseminado) el uso de el Algoritmo Gráfico 3D de Lerchs-Grossmann, con el que se encontrará el tamaño óptimo del tajo, y seguidamente, el Algoritmo de Programación Dinámica de Tolwinski y Underwood con el que se logrará encontrar el juego de combinaciones adecuadas de bloques entre *pushbacks* que permitan cumplir con las restricciones previamente definidas para entregar como resultado final la Secuencia de Minado.

¹ Valor Presente Neto

² Tasa Interna de Retorno

HIPOTESIS

Estimar la evolución óptima de una mina de tajo abierto mediante programación dinámica probabilística y redes neuronales artificiales. Conocida como Neuro-Programación Dinámica.

ALCANCES

Proporcionar la base para valorizar la operación minera. Por lo tanto, maximizar el valor del activo minero, es un imperativo en la industria minera.

Para declarar reservas de mineral de acuerdo a la normatividad vigente.

Para proyectar volúmenes y calidades de mineral a producir (Marketing) y también proyección de ganancias antes de impuestos (EBIT).

Proporcionar la base para un alineamiento estratégico adecuado.

Comprender la importancia de la estructura de capital de una empresa, la cual esta muy relacionada con la Situación Financiera a corto y largo plazo de la misma, para financiar y planear sus operaciones futuras.

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

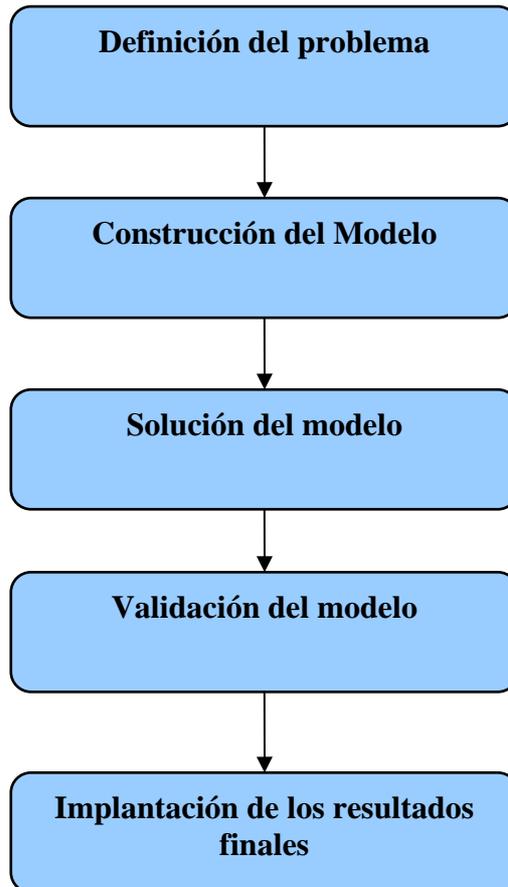


TABLA DE CONTENIDO

1.0	CAPITULO 1	12
1.1.	Generalidades.....	12
1.2.	Introduccion.	12
1.3.	Enfoque de sistemas de las actividades mineras.	13
1.3.1.	Definición de sistemas.	13
1.3.2.	Clases de sistemas:.....	14
1.3.2.1.	Sistemas Discretos	14
1.3.2.2.	Sistemas Continuos.....	14
1.3.3.	Técnicas de análisis de sistemas.	15
2.0	CAPITULO 2	15
2.1.	Descripción del Yacimiento Mineral a Explotar.....	15
2.2.	Información General del Proyecto.	16
2.2.1.	Ubicación y Acceso al Proyecto.	16
2.2.2.	Características del Proyecto La Virgen.	18
2.2.3.	En que consiste la Operación del Proyecto.....	18
2.2.4.	Consideraciones ambientales.....	20
2.3.	Geología del Yacimiento.....	22
2.3.1.	Actividades anteriormente ejecutadas.	22
2.3.2.	Formaciones Geológicas.....	23
2.3.3.	Estructuras.	24
2.3.4.	Perforación Diamantina.	26
2.3.5.	Interpretación Geológica.....	27

2.3.6.	Geología de la Zona Suro Sur.....	29
2.4.	Estimación de Recursos.....	30
2.4.1.	Definiciones generales.....	30
2.4.2.	Información Base.....	34
2.4.3.	Elaboración del Modelo de Bloques.....	39
2.4.4.	Inventario de Recursos.....	43
2.4.5.	De Recursos a Reservas Minables.....	44
3.0	CAPITULO 3	45
3.1.	Planeación de producción mediante Programación Dinámica.....	45
3.1.1.	Características de la Programación Dinámica.....	46
3.1.2.	Modelos de Programación Dinámica.....	47
3.1.3.	Principio de Optimalidad de Bellman.....	47
3.1.4.	Programación Dinámica Determinística.....	48
3.1.5.	Programación Dinámica Probabilística.....	49
3.1.6.	Modelo de Programación Dinámica aplicada a problemas mineros.....	51
3.1.7.	Restricciones de aplicación de la Programación Dinámica.....	53
3.2.	El problema del Diseño-Programación de Minado	53
3.2.1.	Modelo del Depósito.....	53
3.2.2.	Descripción del problema.....	53
3.3.	Clasificación de técnicas.....	54
3.4.	Obtención de Tajo Final con el Algoritmo de Lerchs-Grossmann.	55
3.5.	Obtención de Conos Anidados mediante Análisis Paramétrico de Lerchs-Grossmann.....	62
3.6.	Obtención de la Secuencia de Minado con el Algoritmo de Tolwinski & Underwood.	64
3.6.1.	Introducción.....	65
3.6.2.	Conceptos.....	67

3.6.3.	El Algoritmo.	73
3.6.4.	La Optimización.	75
3.7.	Limitaciones de los enfoques actuales.	76
3.7.1.	Efectos del tiempo.	76
3.7.2.	Restricciones prácticas.	76
3.7.3.	Validez de los datos en el Modelo Geológico.	77
4.0	CAPITULO 4	77
4.1.	Desarrollo del Método Propuesto.	77
4.2.	Definición previa sobre Modelos Económicos.	80
4.2.1.	Material Mineralizado.	81
4.2.2.	Mineral.	81
4.2.3.	Concentrado.	82
4.3.	Optimización con Lerchs-Grossmann.	82
4.3.1.	Proceso de asignación de valores al Modelo Económico de Bloques. ...	83
4.3.2.	Parámetros utilizados en la Optimización con Lerchs-Grossmann.	85
4.3.3.	Análisis de Sensibilidad.	89
4.4.	Diseño de Tajo.	96
4.4.1.	Definición de elementos de diseño.	96
4.4.2.	Inventario de Reservas.	99
4.5.	Secuencia de Minado.	100
4.5.1.	Desarrollo de alternativas.	100
4.5.2.	Generación de Pushbacks.	101
4.5.3.	Las Restricciones.	101
4.5.4.	Resultados obtenidos con la Alternativa I.	102
4.5.5.	Resultados obtenidos con la Alternativa II.	104
4.6.	Trabajos para el futuro.	109

5.0	CAPITULO 5	110
5.1.	Conclusiones	110
6.0	CAPITULO 6	113
6.1.	Recomendaciones	113
7.0	CAPITULO 7	114
7.1.	Referencia Bibliografica.....	114
8.0	CAPITULO 8	116
8.1.	Apéndices.....	116

1.0 CAPITULO 1

1.1. Generalidades.

El planeamiento de minado no es simplemente el diseño de la extracción de materiales dentro de un Límite de excavación y la programación de la producción. Es en realidad el completo planeamiento de negocios del activo existente por el cual se determinan las metas y objetivos de la empresa y la selección a través de una sistemática consideración, de alternativas, políticas, programas y procedimientos, para el logro de las mismas. Este ciclo de planeamiento debe considerar necesariamente:

- • Estrategia y contexto de la industria
- • Marketing (Volumen, calidad y precio)
- • Seguridad y cuidado del medio ambiente
- • Diseño de minado
- • Programación de la producción
- • Gerenciamiento de la mina
- • Plan de cierre de la mina

1.2. Introduccion.

Dentro del contexto de diseño y programación de minado, el término “optimización” está mayormente asociado con la definición de los límites económicamente minables del yacimiento que con el eficiente diseño y programación de la Secuencia de Minado.

El problema de cuán bien explotar una reserva ha enfrentado a los ingenieros de planeamiento y diseño desde el inicio de la minería. La naturaleza cíclica del problema del Diseño-Programación de Minado, combinado con la falta de buenas herramientas matemáticas para solucionarlo han asegurado que fue y seguirá siendo el mayor desafío para investigadores de operaciones que trabajan en minería.

Desde el desarrollo del primer modelo computacional en los años 50, se han desarrollado muchas investigaciones en la búsqueda de buenas soluciones al problema de Diseño-Programación. Para entender porqué, es útil tener una apreciación de la complejidad innata del problema. Desde allí, la discusión se desplaza a cubrir algunas de las estrategias que han sido adoptadas como tentativa para solucionar el problema y delinear sus limitaciones inherentes, hasta llegar a una aproximación operativa llamada Secuencia de Minado.

Para comprender el proceso que conlleva a desarrollar resultados obtenidos para encontrar la frontera económica (redituable máxima) del depósito será necesario enunciar algunas de las técnicas utilizadas para encontrar la secuencia con la que, en relación al tiempo, se encuentre el mayor VPN.

Entre todas las técnicas existentes, se ha optado para el desarrollo del presente trabajo, el uso de técnicas de Programación Dinámica, catalogadas como tales debido a la estrategia de búsqueda de una vía óptima para cada escenario a lo largo del desarrollo de la misma. De las que se seleccionó el Algoritmo de Tolwinski-Underwood para el desarrollo del proceso final y encontrar la Secuencia de Minado.

1.3. Enfoque de sistemas de las actividades mineras.

1.3.1. Definición de sistemas.

Un sistema viene a ser un conjunto de objetos, actividades, ideas o la combinación de estos; cuya característica principal es menester de una unidad orgánica funcional y racional. Gracias a la correlación Lógica de sus elementos o componentes, donde todo el conjunto sometido a la influencia de su medio, es un subsistema mas amplio. Y todo parte de un sistema, es potencialmente también un sistema.

Los sistemas mineros, son aquellas actividades relacionadas entre si, cuyo fin es generar valor con productividad, como por ejemplo:

- Perforación
- Voladura
- Carguio
- Transporte

El analista de sistemas mineros debe optimizar la producción y lograr eficiencia en costos.

1.3.2. Clases de sistemas:

1.3.2.1.Sistemas Discretos

Un sistema discreto es aquel que en un intervalo de tiempo, en cualquier momento sólo un número contable de eventos pueden ocurrir, es así para el caso de una mina, pueden suceder una variedad de eventos que ocurren simultáneamente y que a su vez pueden ser contabilizados, por ejemplo: en un momento particular un camión puede llegar a tiempo a una pala, mientras otro puede estar alejándose, una pala puede estropearse o un camión puede terminar descargando en un Aplastador o Crusher, etc., es decir existen muchos eventos que tienen lugar a la vez y que pueden ser contados.

Fuente: Aplicación de la simulación para la optimización del acarreo de mineral. Maxera Bedon, Carlos Omar.

1.3.2.2.Sistemas Continuos

En un Sistema Continuo no es posible enumerar los eventos, como por ejemplo podría ser el flujo de aire en la mina, el flujo de aceite en una línea de la tubería, etc. Tales sistemas son gobernados por ecuaciones diferenciales que en general son no lineales, puesto que la mayoría de los sistemas mineros puede representarse como sistemas discretos, esta revisión sólo se preocupa de dichos sistemas. En

algunos casos puede ser posible cortar un proceso continuo en eventos discretos, como el flujo de material en un banda transportadora; considerando el flujo del paso del material como un punto, como un tanto por unidad de tiempo; por ejemplo durante 1/10 de una unidad de tiempo, x unidades del material han pasado por dicho punto.

Puede ocurrir también que algún evento, como el de un camión que descarga mineral, no califique dentro de un sistema discreto, el cual deberá ser planeado ignorando el hecho que cada partícula de mineral se agrega a la cantidad entera del mineral, se asume en cambio que el nivel del mineral está variando instantáneamente en un momento específico (tan igual que el mineral en una banda transportadora), sólo que en este caso, la balanza se incrementa para que pudiera interpretarse el hecho que, después de tantas unidades de tiempo, X unidades acumuladas de mineral se han agregado.

Fuente: Aplicación de la simulación para la optimización del acarreo de mineral. Maxera Bedon, Carlos Omar.

1.3.3. Técnicas de análisis de sistemas.

Generalmente pueden hacerse estudios de Simulación en minería de dos formas de sistemas de procesos, estos son: Sistemas Discretos y Continuos. La mayoría de las operaciones mineras son ejemplos de sistemas de eventos discretos.

Fuente: Aplicación de la simulación para la optimización del acarreo de mineral. Maxera Bedon, Carlos Omar.

2.0 CAPITULO 2

2.1. Descripción del Yacimiento Mineral a Explotar.

El proyecto La Virgen fue explorado por Cambior Inc., de Canadá, y evaluado por Mine Development Associates (MDA), de Nevada, empresa que realizó la revisión de testigos diamantinos, análisis de comprobación y pruebas metalúrgicas para comprobar la recuperación

del oro.

Luego, el proyecto fue desarrollado por la empresa Vector desde el 2002. Demandó una inversión de más de 5 millones de dólares, parte de los cuales fueron financiados con un crédito del Standard Chartered Bank. Inició sus operaciones en octubre de 2003 y en su primer año y medio de producción ha obtenido resultados técnicos y operativos altamente satisfactorios.

2.2. Información General del Proyecto.

2.2.1. Ubicación y Acceso al Proyecto.

El Proyecto La Virgen se encuentra ubicado en el distrito de Cachicadán, Provincia de Santiago de Chuco, Departamento de la Libertad, a una distancia de 158 km al este de la ciudad de Trujillo y a 32 Km. al sur de la ciudad de Huamachuco, con coordenadas UTM: 9'117,600N y 822,050E en su parte central dentro del cuadrángulo de Cajabamba (16-G), a una altitud media de 3600msnm.

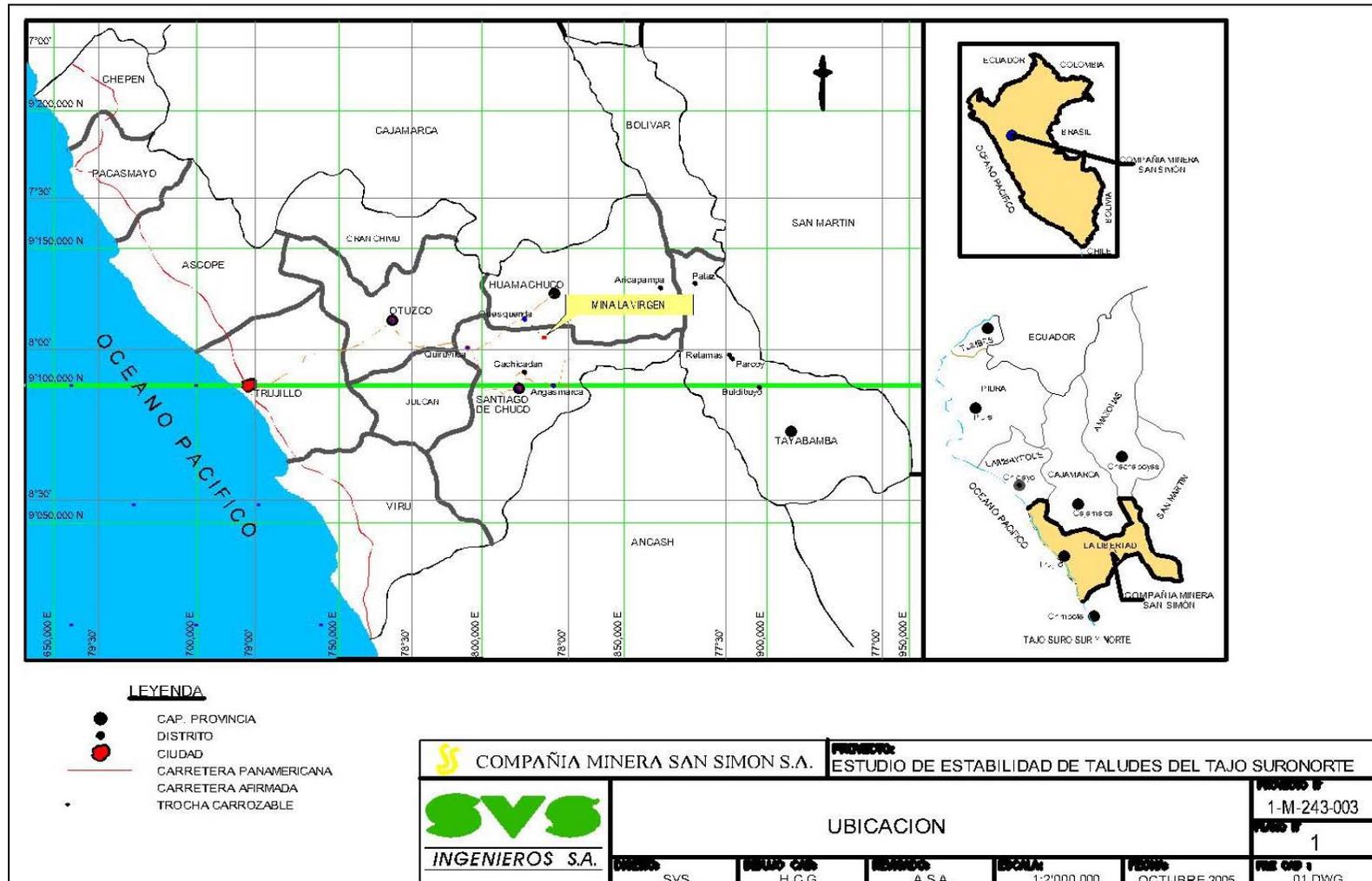


Ilustración 2.1: Ubicación y acceso al Proyecto La Virgen

2.2.2. Características del Proyecto La Virgen.

- a) Durante 4 años dos compañías Canadienses (Gitennes y Cambior) han desarrollado exploración de campo y análisis de laboratorio.
- b) La exploración incluyó 27,800 m de perforación diamantina y sólo en el área de desarrollo del Tajo Suro Sur (250 m x 250 m) se tienen 11,314 mts de perforación diamantina en 78 sondajes.
- c) El área a explotar en el Tajo Suro Sur contiene reservas de alta ley de oro (promedio encima de 2.26 g/t Au), con una recuperación metalúrgica promedio del 68%.

2.2.3. En que consiste la Operación del Proyecto.

- a) **Un Tajo Abierto**, de donde se extraerá el mineral perforando la roca para colocar el explosivo (AN-FO) que luego será disparado. El mineral fragmentado se cargará con excavadora a volquetes y transportado a la zona del Pad³ de Lixiviación para la recuperación del oro y en el caso del desmonte hacia botaderos. Las distancias del tajo a pad y del tajo a botaderos son 1.6 km y 0.8 km respectivamente.
- b) **Un Pad de Lixiviación**, es una plataforma donde se apila el mineral y se riega con solución cianurada, la cual luego de lixiviar y percolar los valores de oro es conducida a la poza de solución rica (*pregnant*), dedonde es bombeada al circuito de adsorción de la planta para depositarse sobre el carbón activado. Luego de pasar por este circuito, es almacenada en la poza de solución pobre (*barren*) para ser enviada mediante bombeo a los pads de

³ Plataforma utilizada para contener el mineral proveniente directamente de mina o previamente chancado o aglomerado, impermeabilizado con material geosintético y suelo de baja permeabilidad

lixiviación previa compensación de NaCN, creando de esta manera un circuito cerrado.

- c) **Las Pozas de Solución**, son depósitos diseñados para almacenar las diferentes soluciones del proceso y tienen las siguientes capacidades: 01 poza de 15,000 m³ para la solución rica, 01 poza de 15,000 m³ para la solución pobre y 01 poza de 50,000 m³ para contingencias (grandes eventos).
- d) **Planta de Recuperación de Oro**, E cuyos componentes son:
- i) Un circuito de adsorción en carbón activado conformado por 06 columnas de 2 tm de capacidad cada una, para pasar 160 m³/h de solución rica.
 - ii) Un circuito de desorción y electro-deposición cuyo proceso consiste en pasar una solución alcalina caliente de cianuro de sodio (NaCN), hidróxido de sodio (NaOH) y alcohol etílico a través del reactor de desorción, a fin de pasar el oro a esta solución que será conducido a la celda electrolítica para depositarse en los cátodos de lana de acero.
 - iii) Un circuito de reactivación química del carbón que usa el mismo reactor de desorción, cuyo proceso consiste en recircular una solución de ácido clorhídrico (HCl) hasta que el pH de la solución se mantenga debajo de 2, con la finalidad de eliminar los carbonatos adheridos sobre la superficie del carbón.
 - iv) Un circuito de reactivación térmica del carbón que consiste en calentarlo hasta niveles de 700 °C a fin de eliminar los carbonatos adsorbidos en sus micro-poros. El carbón reactivado retornará luego al proceso de adsorción.
 - v) Un sistema de tratamiento ácido de los cátodos electrolíticos a fin de eliminar la lana de acero, para obtener luego mediante

filtrado el precipitado. Este producto luego es mezclado con fundentes (borax, sílice, etc) para ser fundido en un horno aproximadamente a 1100 °C de tal modo que se obtenga la barra “doré” de oro y plata.

vi) Un sistema de tratamiento de efluentes ácidos y efluentes cianurados a fin de regular el contenido de contaminantes de las soluciones vertidas al medio ambiente, así como el tratamiento de gases de la fundición con el mismo propósito.

e) **Laboratorio** que se encargue de un minucioso control de calidad del material que sería llevado al Pad de Lixiviación y del análisis de las soluciones con contenido de oro del proceso metalúrgico.

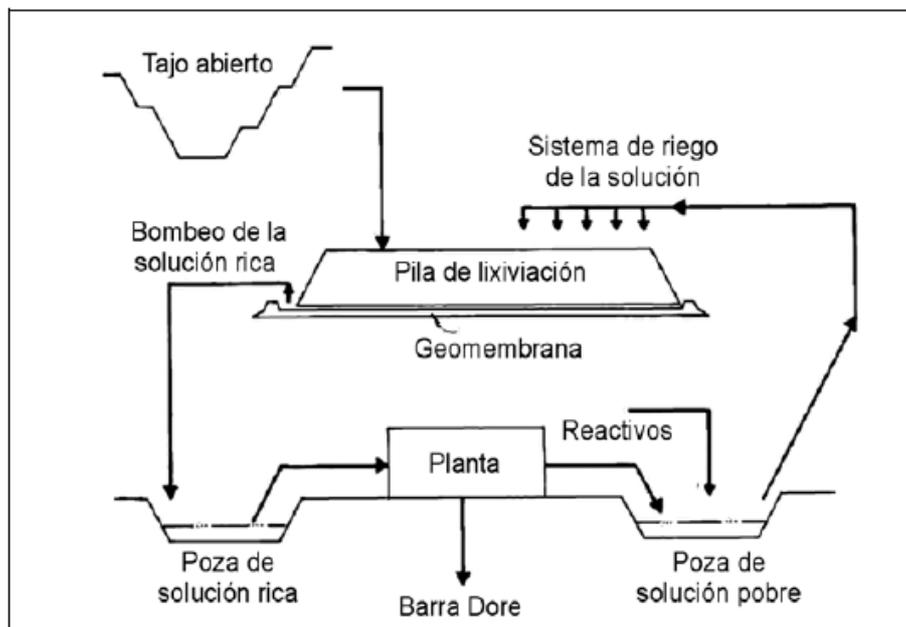


Ilustración 2.2: Diagrama Esquemático del Flujo de Trabajo en una Mina de oro Diseminado

Fuente: Introduction to Evaluation Design and Operation of Precious metal Heap Leaching Projects, Van Zyl, Hutchinson, Kiel, 1988

2.2.4. Consideraciones ambientales.

La normatividad peruana exige como requisito para el inicio de operaciones la presentación y aprobación del Estudio de Impacto Ambiental ante la Dirección General de Asuntos Ambientales (DGAA –

MEM).

El propósito de llevar a cabo un EIA es establecer las condiciones ambientales existentes, dentro y en el ámbito de influencia del proyecto para evaluar los posibles impactos que pueden ser ocasionados por el proyecto e identificar las medidas de mitigación que serán necesarias para eliminar o minimizar los impactos a niveles aceptables. Adicionalmente, un EIA puede extenderse a:

- a) Incluir la formalización e identificación de alternativas para minimizar impactos de un proyecto o a los componentes de un proyecto propuesto.
- b) Determinar los impactos probables o actuales del proyecto sobre los recursos ambientales o del ambiente sobre el proyecto.
- c) Incluir un análisis de costo-beneficio del proyecto y un plan de contingencia específico para tratar los riesgos ambientales.

El EIA se compone de 5 pasos:

- a) Establecer las condiciones ambientales existentes (Estudio de Línea Base)
- b) Identificar anticipadamente los tipos de impactos, utilizando las metodologías más apropiadas al tipo de proyecto y a su naturaleza.
- c) Estimar la extensión y magnitud de los impactos previstos.
- d) Interpretar el significado de los impactos.
- e) Comunicar los resultados a la autoridad pertinente.

El EIA tiene carácter vinculante para la operadora de la explotación, y las auditorías realizadas como parte del proceso de fiscalización conllevan a la revisión y realización de un Plan de Monitoreo y Manejo Ambiental.

2.3. Geología del Yacimiento.

2.3.1. Actividades anteriormente ejecutadas.

- **Julio 1999 – Diciembre 1999:** Trabajos en gabinete y evaluación del yacimiento.
- **Enero 1999 – Junio 1999:** Campaña de perforación diamantina de definición en la zona del proyecto (Suro Sur): LVD99-01 al LVD99-30, perforaciones de exploración LVE99-01 al LVD99-07 y sondajes en el túnel UV99-01 al UV99-06.
- **Marzo 1998 – Junio 1998.** Verificación de la información geológica existente del proyecto, estimación del potencial y realización de pruebas metalúrgicas.
- **Enero 1998 – Julio 1998.** Finalización del mapeo geológico, así como el muestreo geoquímico de suelos, trabajos de geofísica TEM, pruebas metalúrgicas y término del túnel de exploración. Perforación diamantina V97-47 al V97-73 y VUG98-1 al VUG98-16.
- **Octubre 1997 – Diciembre 1997:** Se realizaron trabajos de toma de muestras para el PIMA, así como geofísica: TEM y magnetometría. Una campaña de perforación diamantina V97-26 al V97-46 y la realización del túnel de exploración. Avance: 124 metros.
- **Julio 1997 – Septiembre 1997:** Mapeo al detalle y la segunda campaña de perforación V97-14 al V97-25 y VRC97-1 al VRC97-22.
- **Febrero 1997 – Junio 1997:** H Mapeo geológico y trabajos geofísicos de IP y magnetometría, así como la primera campaña de perforación diamantina V97-1 al V97-13.
- **Agosto 1996 – Enero 1977,** Programa de muestreo de rocas y de

suelos.

2.3.2. Formaciones Geológicas.

- a) **Formación Chimú.** Son areniscas cuarzosas de grano fino a medio con estratificaciones de cuarcitas, limolitas y horizontes de carbón. Aflora en las inmediaciones de la quebrada Alumbre, C° Mirador, C° Piedras Gordas.
- b) **Formación Santa.** Consiste en una intercalación de calizas margosas y areniscas grisoscuro que suprayacen e infrayacen concordantemente a la formación Chimú y Carhuáz. Afloran en los alrededores del Río El Suro.
- c) **Formación Carhuaz.** En la parte inferior consiste en una alternancia de areniscas y lutitas; en la parte superior son bancos de cuarcitas blancas con intercalación de lutitas y areniscas; se les ha observado en las inmediaciones del Río Cuchicorral y el Río Suro.
- d) **Formación Farral.** Son cuarcitas y areniscas blancas de grano medio a grueso, morfológicamente se presenta en forma de escarpas y altas cumbres agudas y largas, se las diferencia por no presentar mantos de carbón. Aflora en las inmediaciones del C° Escorgón y Zona Centro.
- e) **Volcánicos Calipuy.** Presenta rocas fuertemente alteradas y otras casi inalteradas, son andesitas y tobas de grano fino intercaladas con aglomerados y esporádicamente ignimbritas, se ha observado al este de la quebrada Alumbre.
- f) **Rocas Subvolcánicas.** Se emplazan en forma de diques y stock, son de textura porfírica y matriz microcristalina.

2.3.3. Estructuras.

Las principales fallas reconocidas en esta zona son: La Falla Alumbre que tiene con un Rumbo N-S y de tipo inverso en la cual el bloque del lado este ha subido con relación al bloque oeste; esta falla ha sido reconocida en una longitud de 1000 m. y con un ancho variable entre 5m a 15m. Esta falla ha provocado el fracturamiento y craquelamiento de la roca favoreciendo la mineralización en el área del proyecto.

Otras fallas importantes son: Falla Yamobamba que tiene un desplazamiento N40°-45° W y también rotación; esta falla se une con la Falla Alumbre al sur del área del proyecto, formando de esta manera una especie de cuña, coincidentemente los valores de oro disminuyen; todas estas fallas son pre-minerales. La falla Río Suro con Rumbo N 70°-90° E ha levantado la parte Norte de la zona, es post-mineral y también pudo haber una segunda reactivación.

Como se muestra en la Ilustración 2.4, la Falla Alumbre, la Falla Yamobamba y la Falla Río Suro forman una triangulación siendo justamente la zona media una zona de debilidad por la conjunción de estas tres fallas.

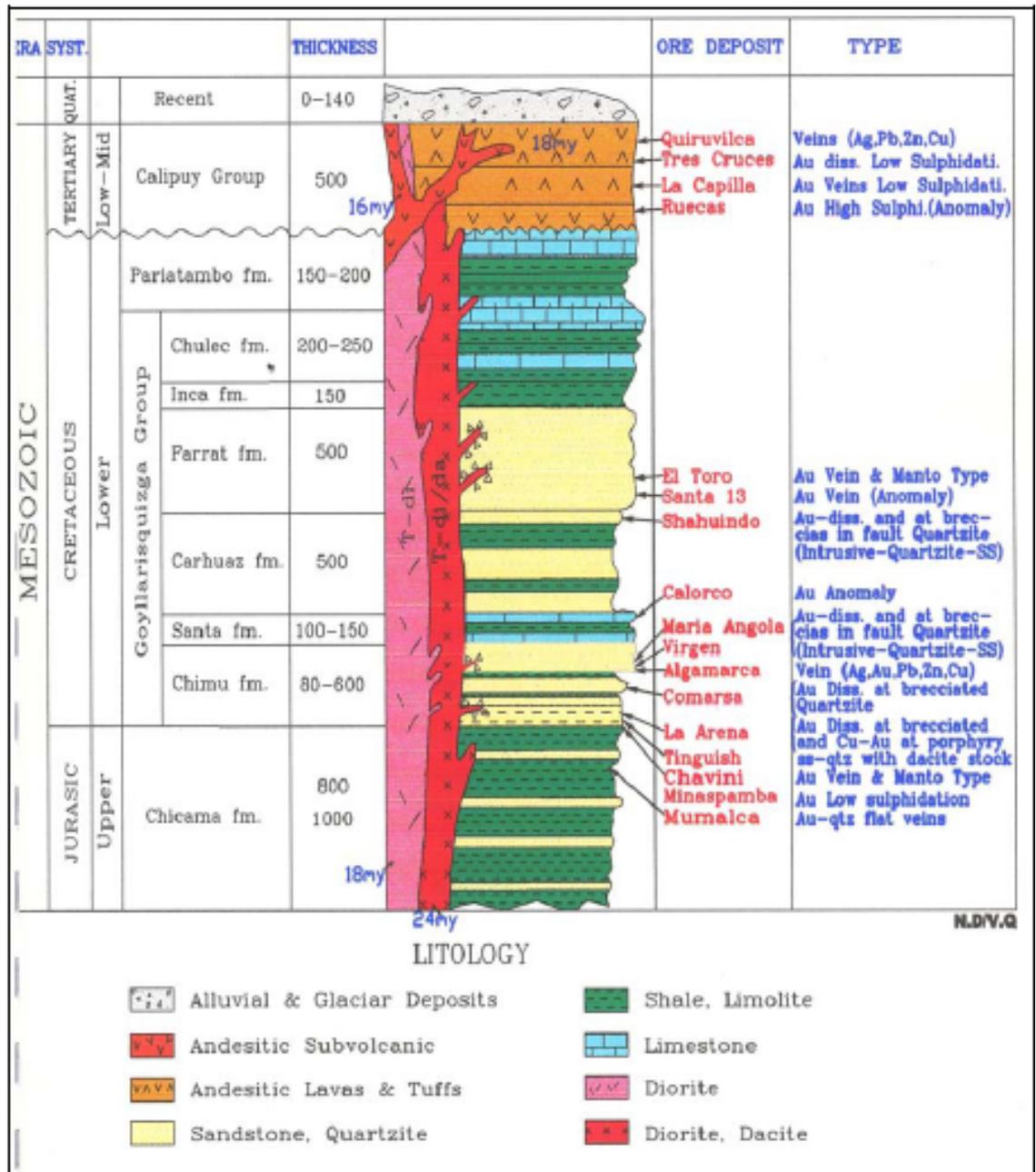


Ilustración 2.3: Mineralización Au-Cu en relación con la secuencia sedimentaria en la región Cajabamba-Huamachuco-Angasmarca

Fuente: La virgen Geological Report, Noviembre 1999

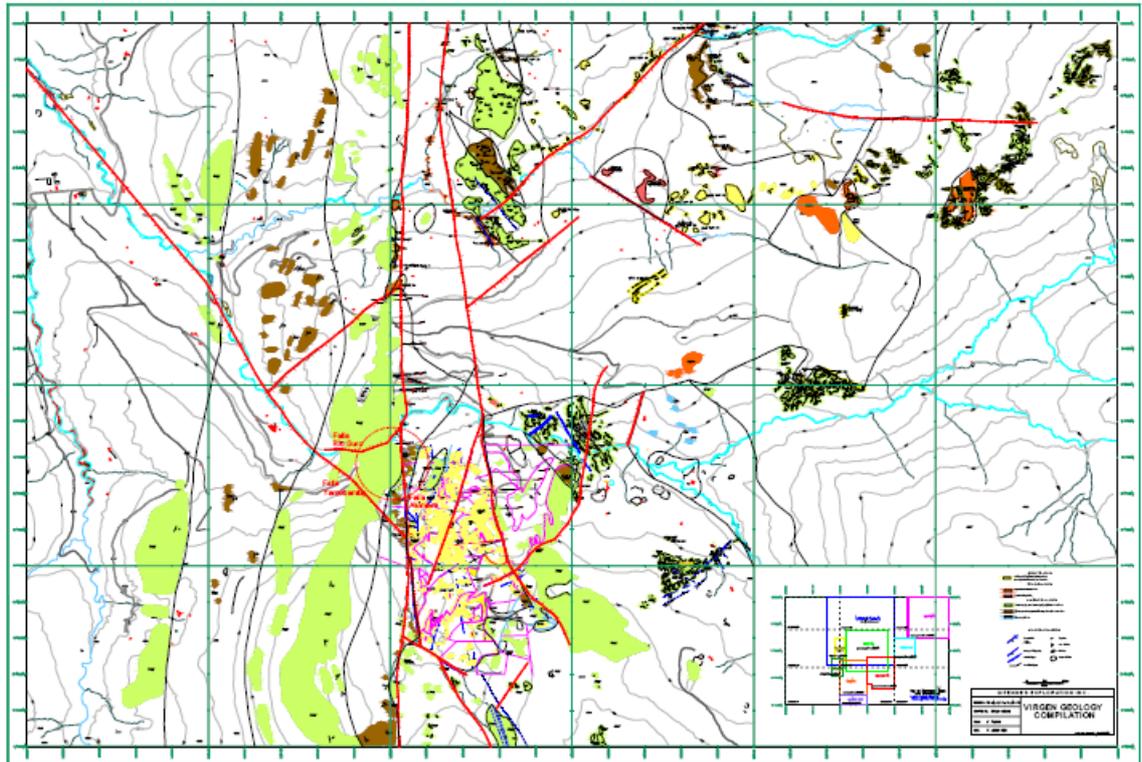


Ilustración 2.4: Geología Superficial de la Zona La Virgen y Ubicación de las Principales Fallas

Fuente: Planoteca Koripampa

2.3.4. Perforación Diamantina.

El inventario de perforaciones realizadas como parte de las campañas de exploración realizadas por las dos compañías que trabajaron anteriormente en toda el área, así como en la zona de interés donde se desarrollará el proyecto denominada Suro Sur, se muestra a continuación:

Tabla 2.1: Inventario total de taladros perforados por las dos campañas de exploraciones

Compañía	Datos	Alumbre	Centro	Cuchicorra	Suro Norte	Suro Sur	Total
Cambior	taladros	1		4	11	30	46
	longitud	154		264	1,146	5,163	6,728
	ensayos	77		126	527	2,465	3,195
Gitennes	taladros	30	5		30	48	113
	longitud	8,302	1,472		5,215	6,151	21,140
	ensayos	3,113	650		2,760	4,027	10,550
Total taladros		31	5	4	41	78	159
Total longitud		8,457	1,472	264	6,361	11,314	27,868
Total ensayos		3,190	650	126	3,287	6,492	13,745

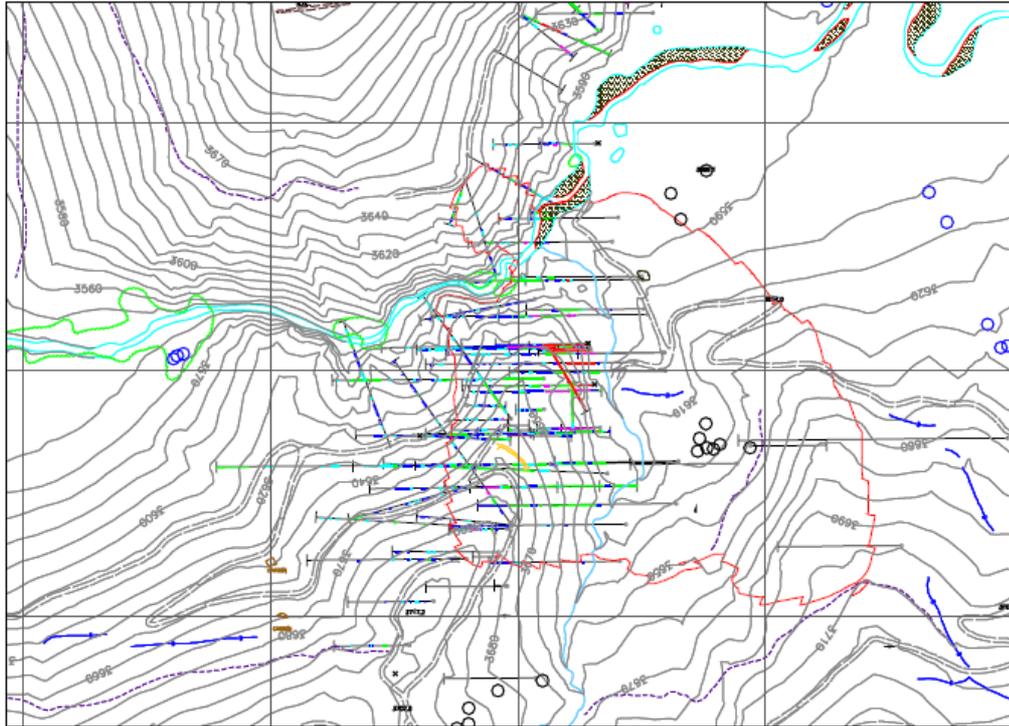


Ilustración 2.5: Ubicación de Sondajes de Exploración

Fuente: Archivos de Cambior

2.3.5. Interpretación Geológica.

Luego de realizadas las perforaciones y registrar la geología de sondajes se procedió a la confección de secciones litológicas y mineralógicas verticales separadas cada 25 metros, 29 mirando al Norte y 16 mirando al Este.

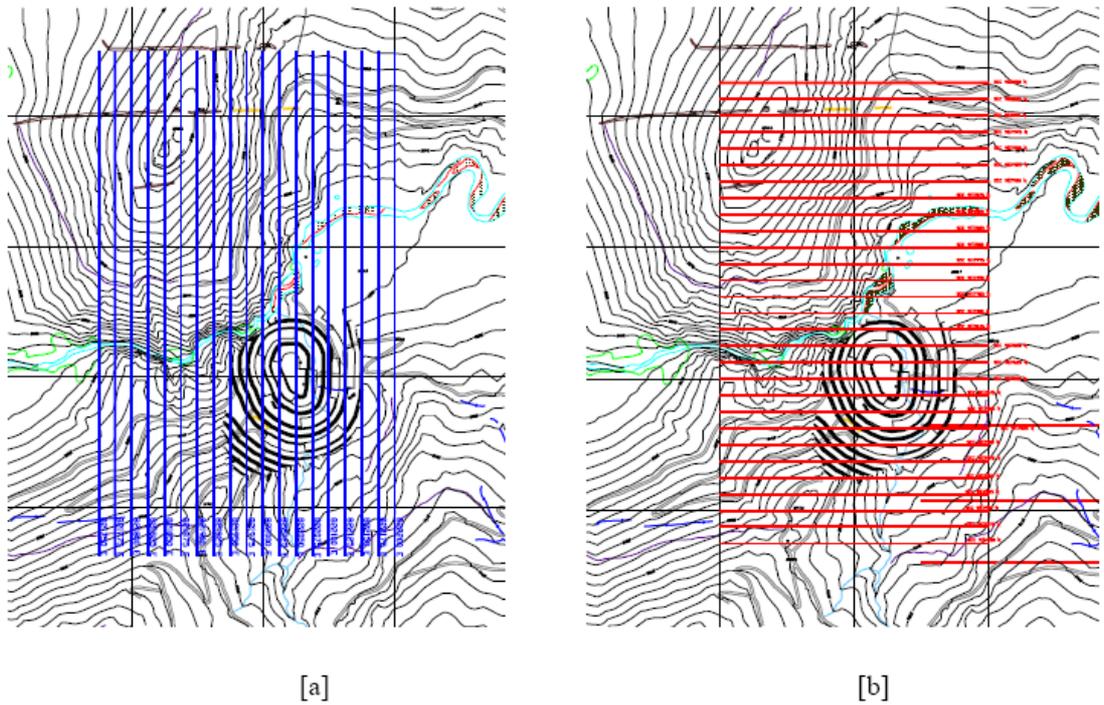


Ilustración 2.6: Ubicación de las Secciones Litológicas Verticales. (a) E-W cada 25 metros y (b) N-S también cada 25 metros.

Posteriormente se utilizarán las secciones junto a los ensayos sin compositar para elaborar secciones verticales y en planta que permitan construir Zonas Mineralizadas que servirán de Dominios de Estimación para el trabajo de Estimación de Recursos.

i) Recursos Minerales

En el contexto de la Economía Minera, el término Recursos Minerales es utilizado para denotar todo material geológico sólido, líquido o gaseoso que pueda ser explotable.

La definición exacta es como sigue:

“Un ‘Recurso Mineral’ es una concentración (u ocurrencia) de material de interés económico intrínseco dentro de o sobre la corteza terrestre en forma y cantidad tal como para demostrar que hay perspectivas razonables para una eventual extracción económica. La ubicación, cantidad, contenido metálico, características geológicas y continuidad de un recurso mineral se conocen, estiman o interpretan desde una evidencia y conocimientos geológicos específicos. Los Recursos Minerales se subdividen, según confianza geológica ascendente, en categorías de inferidos, indicados y medidos”⁴.

El valor del Recurso es el interés económico intrínseco que represente, dependiendo de los resultados de un Estudio de pre-Factibilidad y del Estudio de Factibilidad. Generalmente, sólo las figuras de recursos *in-situ* son reportadas en esta etapa de Evaluación Geológica.

ii) Reservas Minerales

También las Reservas Minerales están sucintamente descritas como cantidades medidas de minerales y metales que pueden ser explotadas rentablemente con la tecnología actualmente disponible y bajo las actuales condiciones económicas.

La definición exacta es como sigue:

“Una ‘Reserva de Mena’ es la parte económicamente

⁴ Código de Estándares de Reporte para informar sobre Recursos Minerales y Reservas de Mena.

explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado. Incluye los factores de dilución y tolerancias por pérdidas que pueden ocurrir cuando se explota el mineral. Considera que se llevado a cabo evaluaciones apropiadas que podrían incluir estudios de factibilidad e incluyen tomar en cuenta factores mineros, metalúrgicos, económicos, de mercado, legales, ambientales, sociales y gubernamentales. En el momento de la presentación del informe, estos cálculos demuestran que la explotación podría justificarse razonablemente. Las Reservas de Mena se subdividen según un orden de mayor confianza en Reservas Probables de Mena y Reservas Probadas de Mena.”

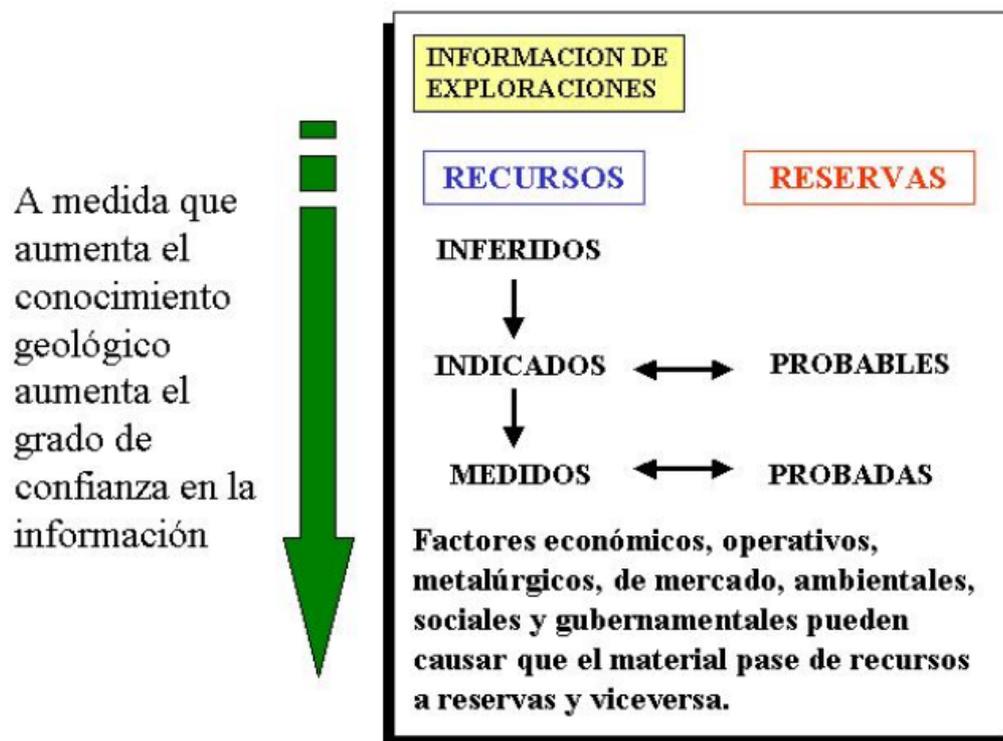


Ilustración 2.9: Relación entre Recursos y Reservas

iii) Modelo de Bloques

Prácticamente la totalidad de los algoritmos utilizados en la optimización de una explotación a Cielo Abierto trabajan sobre un modelo de económico constituido por un bloque tridimensional regular. Así pues, el punto de partida de estos métodos consiste en el diseño del bloque, lo

suficientemente grande como para incluir en él todo el área de interés alrededor del yacimiento. A continuación, este gran bloque se subdivide en otros pequeños sub-bloques, a los que se le aplica un valor estimado para cada uno de ellos. Este valor es casi siempre, el beneficio neto que se obtendría con la extracción y tratamiento del mineral presente en el bloque.

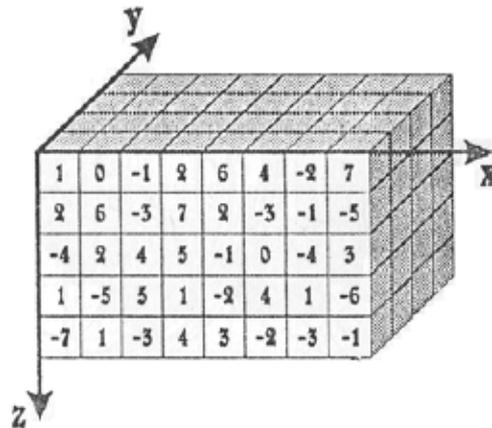


Ilustración 2.10: Vista Esquemática de un Modelo de Bloques

La mayor restricción para el tamaño del bloque viene determinada por la cantidad de datos existentes para estimar la ley en el bloque. En general se puede afirmar que, para un número concreto de datos (ej. sondajes), cuanto menor sea el tamaño del bloque, mayor es el error en la estimación de la ley y, consecuentemente, menor será la validez del modelo de beneficios que se aplicará en la optimización.

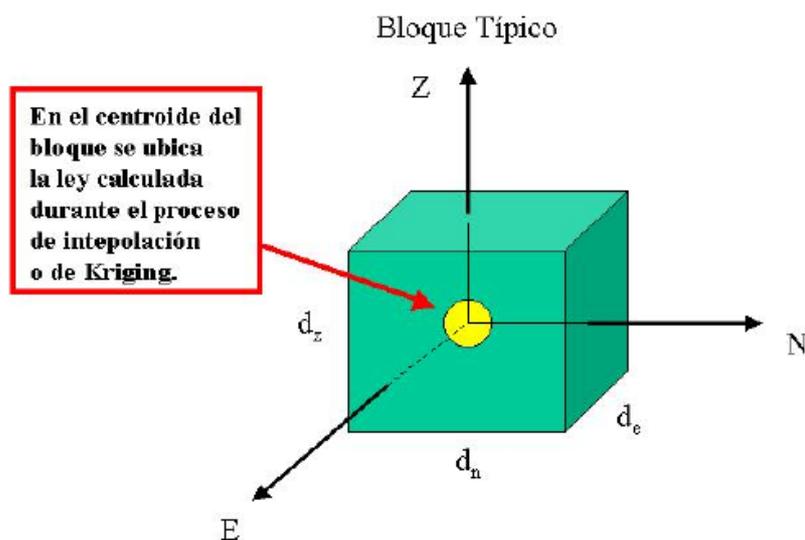


Ilustración 2.11: Bloque Típico para el Modelamiento

Como regla general, las dimensiones de los bloques deben limitarse al tamaño del reticulado de sondajes, pues bloques de menor tamaño no permiten la estimación adecuada (máxima exactitud) que permita generar el correspondiente modelo ley/beneficio en el que basar la optimización. Así pues, los errores en la estimación pueden concretarse en: la cantidad de datos, el espaciamiento entre ellos, la distribución espacial de las muestras y el tamaño del bloque a estimar.

2.4.2. Información Base.

i) Perforaciones Diamantinas y de Circulación Reversa:

A continuación se presenta el listado total de las perforaciones realizadas en Suro Sur.

Tabla 2.2: Relación completa de los sondeos realizados por GITENNES y CAMBIOR en la Zona Suro Sur.

Hole	North	East	Level	Depth	Ensayos	Category	Target	Compañía	Azimut	Inclinación
LVD99-01	9,117,473.12	821,959.74	3,689.56	174.03	86.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-40
LVD99-02	9,117,474.38	821,994.75	3,678.75	235.90	118.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-70
LVD99-03	9,117,400.58	821,989.32	3,675.74	136.21	67.00	DDH	Suro Sur	Cambior	N	-90
LVD99-04	9,117,424.68	821,990.45	3,674.07	84.51	42.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-44
LVD99-05	9,117,424.82	821,991.41	3,673.77	133.60	67.00	DDH	Suro Sur	Cambior	N 2° W	-85
LVD99-06	9,117,350.21	822,014.57	3,669.27	176.00	85.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-65
LVD99-07	9,117,524.16	822,177.07	3,627.52	19.55	-	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-60
LVD99-07A	9,117,524.16	822,177.07	3,627.52	130.55	47.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-48.5
LVD99-09	9,117,599.28	822,119.32	3,605.22	252.35	120.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-60
LVD99-10	9,117,657.49	822,013.49	3,582.92	115.05	58.00	DDH	Suro Sur	Cambior	S 80° W	-35
LVD99-11	9,117,649.61	822,101.80	3,599.15	190.00	88.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-60
LVD99-12	9,117,524.94	822,129.03	3,618.79	300.00	148.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-45
LVD99-13	9,117,673.32	822,100.62	3,595.47	189.50	80.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-60
LVD99-14	9,117,673.41	822,097.60	3,595.42	160.65	60.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-25
LVD99-15	9,117,491.64	822,128.21	3,626.85	250.10	122.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-55
LVD99-17	9,117,560.49	821,994.43	3,656.77	200.30	100.00	DDH	Suro Sur	Cambior	N 35° W	-52
LVD99-19	9,117,505.04	821,957.97	3,666.60	127.50	63.00	DDH	Suro Sur	Cambior	S 75° W	-40
LVD99-21	9,117,525.89	822,129.74	3,618.46	200.00	91.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-60
LVD99-23	9,117,474.79	822,087.56	3,626.17	200.63	92.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-45
LVD99-24	9,117,568.05	822,021.10	3,644.50	259.50	130.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-85
LVD99-25	9,117,444.87	822,082.62	3,635.23	211.70	101.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-60
LVD99-26	9,117,593.03	822,020.81	3,645.41	250.40	125.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-47
LVD99-27	9,117,523.63	822,026.45	3,649.57	215.10	106.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-42
LVD99-30	9,117,538.27	821,896.76	3,621.53	180.00	90.00	DDH	Suro Sur	Cambior	N 16° W	-52
UV99-01	9,117,504.42	821,959.37	3,619.20	80.00	40.00	DDH	Suro Sur	Cambior	N	+25
UV99-02	9,117,504.40	821,959.67	3,617.05	158.65	77.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-60
UV99-03	9,117,504.53	821,954.53	3,615.93	113.40	53.00	DDH	Suro Sur	Cambior	E	-10
UV99-04	9,117,619.40	822,019.50	3,599.63	150.00	75.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-30
UV99-05	9,117,523.14	821,953.58	3,618.57	200.15	100.00	DDH	Suro Sur	Cambior	W	-10
UV99-06	9,117,616.99	822,025.47	3,599.44	67.75	34.00	DDH	Suro Sur	Cambior	S 45° E	-30
V97-08	9,117,588.01	822,062.78	3,600.80	152.39	64.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45
V97-09	9,117,644.24	822,041.51	3,594.25	157.57	99.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45
V97-10	9,117,618.09	822,058.42	3,597.47	198.57	103.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45
V97-11A	9,117,555.04	821,989.75	3,660.38	38.10	1.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	E	-60
V97-11B	9,117,555.04	821,989.75	3,660.38	12.19	1.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	E	-80
V97-12	9,117,559.18	821,944.14	3,621.40	96.77	42.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	E	-60
V97-13	9,117,547.12	821,922.26	3,621.76	128.00	42.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	E	-45
V97-14	9,117,606.19	822,095.23	3,601.02	240.20	158.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45
V97-15	9,117,614.00	822,117.00	3,604.00	97.20	51.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45
V97-16	9,117,614.10	822,118.71	3,604.89	250.20	142.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45
V97-17	9,117,516.16	822,072.45	3,616.07	256.30	134.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45
V97-18	9,117,645.06	822,104.71	3,601.24	170.10	76.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45
V97-19	9,117,676.00	822,100.00	3,597.00	149.70	90.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45
V97-26	9,117,446.74	821,958.45	3,703.35	170.99	119.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45
V97-27	9,117,376.58	821,912.22	3,710.85	153.14	112.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-65
V97-28	9,117,476.09	821,993.93	3,679.11	243.84	162.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	N 35° W	-45
V97-29	9,117,412.49	821,931.89	3,714.78	164.28	124.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-65
VRC97-01	9,117,546.56	821,992.84	3,661.06	71.00	71.00	RC	Suro Sur	Gitennes	S 89° E	-45
VRC97-02	9,117,551.18	821,992.96	3,660.59	84.00	84.00	RC	Suro Sur	Gitennes	E	-60
VRC97-03	9,117,551.62	821,984.65	3,660.61	65.00	65.00	RC	Suro Sur	Gitennes	W	-54
VRC97-04	9,117,505.51	821,990.85	3,673.46	180.00	177.00	RC	Suro Sur	Gitennes	N	-90
VRC97-05	9,117,505.58	821,989.17	3,673.47	97.00	90.00	RC	Suro Sur	Gitennes	W	-60
VRC97-06	9,117,546.22	821,921.50	3,621.80	145.00	144.00	RC	Suro Sur	Gitennes	S 87° E	-60
VRC97-07	9,117,571.28	821,959.03	3,621.04	62.00	62.00	RC	Suro Sur	Gitennes	S 87° E	-60
VRC97-08	9,117,547.03	821,915.77	3,621.86	93.00	93.00	RC	Suro Sur	Gitennes	W	-60
VRC97-09	9,117,471.29	821,992.16	3,680.50	136.00	134.00	RC	Suro Sur	Gitennes	W	-86
VRC97-10	9,117,471.20	821,991.28	3,680.84	94.00	93.00	RC	Suro Sur	Gitennes	W	-60
VRC97-11	9,117,452.27	821,984.41	3,683.24	172.00	172.00	RC	Suro Sur	Gitennes	N 1° W	-60
VRC97-11A	9,117,448.40	821,983.19	3,684.00	40.00	38.00	RC	Suro Sur	Gitennes	W	-60
VUG98-01	9,117,618.49	822,020.51	3,600.47	68.10	35.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-15
VUG98-02	9,117,618.45	822,020.86	3,599.83	100.50	54.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-40
VUG98-03	9,117,618.63	822,022.20	3,599.61	75.90	43.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-80
VUG98-04	9,117,618.58	822,022.15	3,603.60	30.30	18.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	+45
VUG98-05	9,117,617.89	822,022.28	3,599.64	169.00	104.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-80
VUG98-06	9,117,617.98	822,024.35	3,599.50	185.62	115.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	E	-80
VUG98-07	9,117,549.20	822,042.71	3,609.65	150.26	92.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-60
VUG98-08	9,117,549.15	822,041.86	3,609.58	151.79	94.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-40
VUG98-09	9,117,549.30	822,043.84	3,609.64	149.36	95.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-77
VUG98-10	9,117,549.17	822,045.43	3,609.64	169.16	112.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	E	-80
VUG98-11	9,117,553.45	822,044.69	3,609.56	47.85	22.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	N	-40
VUG98-12	9,117,504.61	821,959.43	3,618.27	212.45	117.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	E	-50
VUG98-13	9,117,504.61	821,959.36	3,622.02	2.44	2.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	E	+40
VUG98-14	9,117,583.16	822,041.03	3,604.23	114.30	62.00	DDH	Suro Sur	Gitennes	W	-45

Tabla 2.3: Resumen de la totalidad de sondeos hechos por GITENNES y CAMBIOR que son considerados para la Estimación de Recursos en Suro Sur

Compañía	Datos	DDH	RC	Total
Cambior	taladros	30		30
	longitud	5,163		5,163
	ensayos	2,465		2,465
Gitennes	taladros	36	12	48
	longitud	4,912	1,239	6,151
	ensayos	2,804	1,223	4,027
Total taladros		66	12	78
Total longitud		10,075	1,239	11,314
Total ensayos		5,269	1,223	6,492

ii) Dominios de Estimación

Se evaluó la distribución de oro en el depósito por tipo de roca y encontró que aunque el oro tiende a estar en las brechas, ellas no son un huésped exclusivo. También se observó que la geometría del depósito está controlada por la litología la cual a su vez está controlada por estructuras. Los contactos interpretados de la brecha fueron usados como guías para la proyección de los dominios de estimación, tanto la litología como las isopleyes coexisten coherentemente.

Los dominios de estimación han sido elaborados teniendo en cuenta la erradicidad presentada en las brechas, buscando siempre comportamientos estacionarios se han delineado cuatro zonas: una de Baja Ley, dos de Ley Media, y una de Alta Ley.

La diferencia entre las dos zonas de Ley Media es la ubicación. La zona más alta está íntimamente asociada y generalmente rodea la zona de Alta Ley, en cambio la zona de Ley Media-Baja tiene una geometría preferentemente envolvente y puede ser interpretada de distintas maneras, por consiguiente la confiabilidad en esta zona es baja.

Una vez que se crearon las secciones, se codificó los ensayos de muestras por zonas. Se hicieron gráficos de distribución para ayudar a determinar los niveles de Alta Ley en cada Zona.

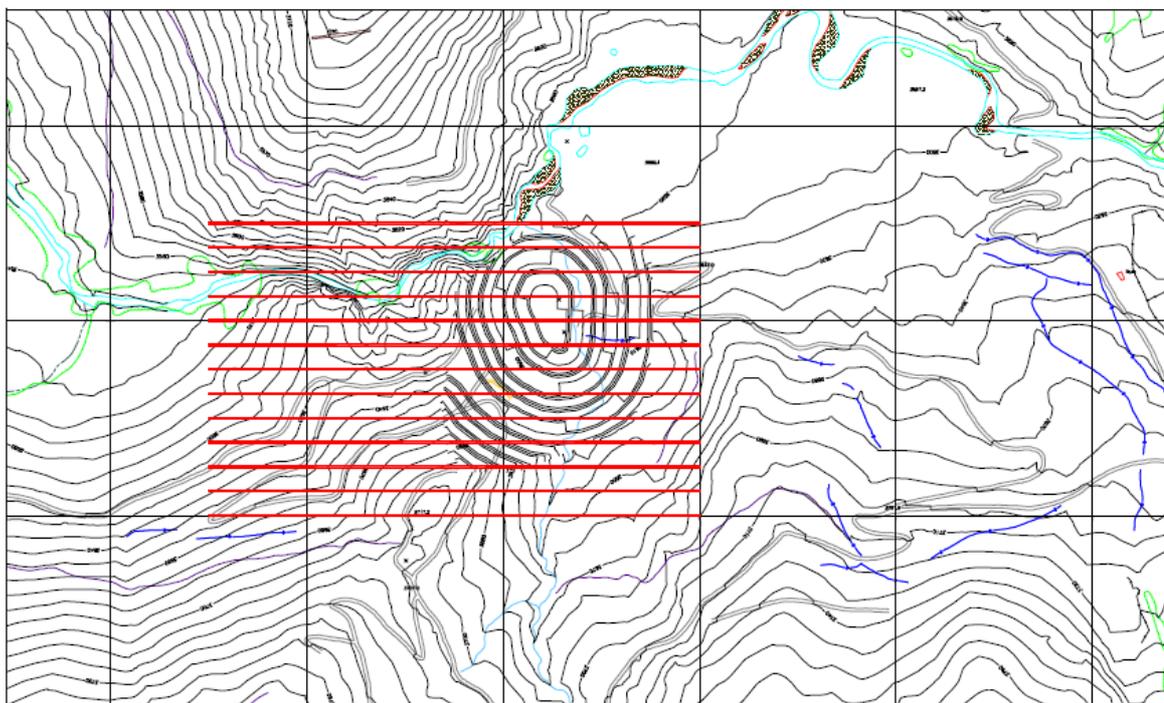


Ilustración 2.12: Ubicación de las Secciones Verticales donde se realizaron los Dominios de Estimación.

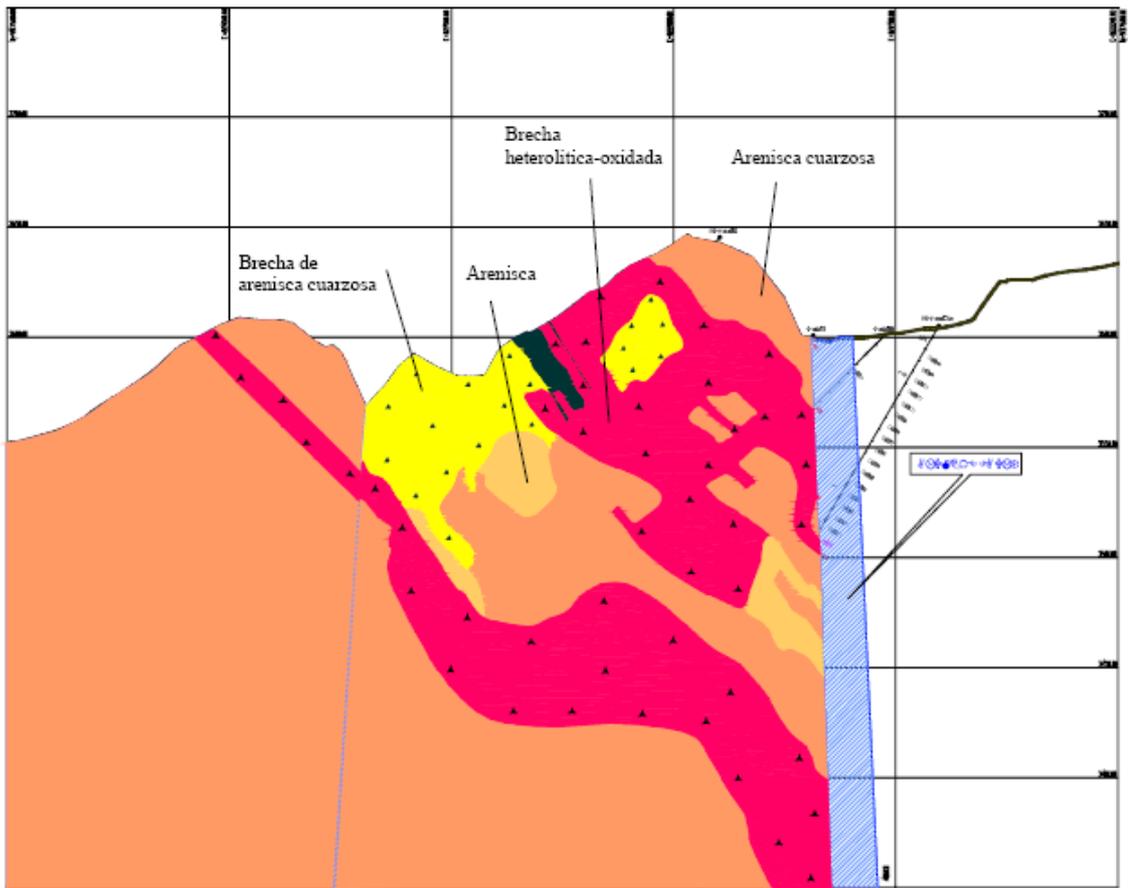


Ilustración 2.13: (a) Sección litológica mirando al Norte

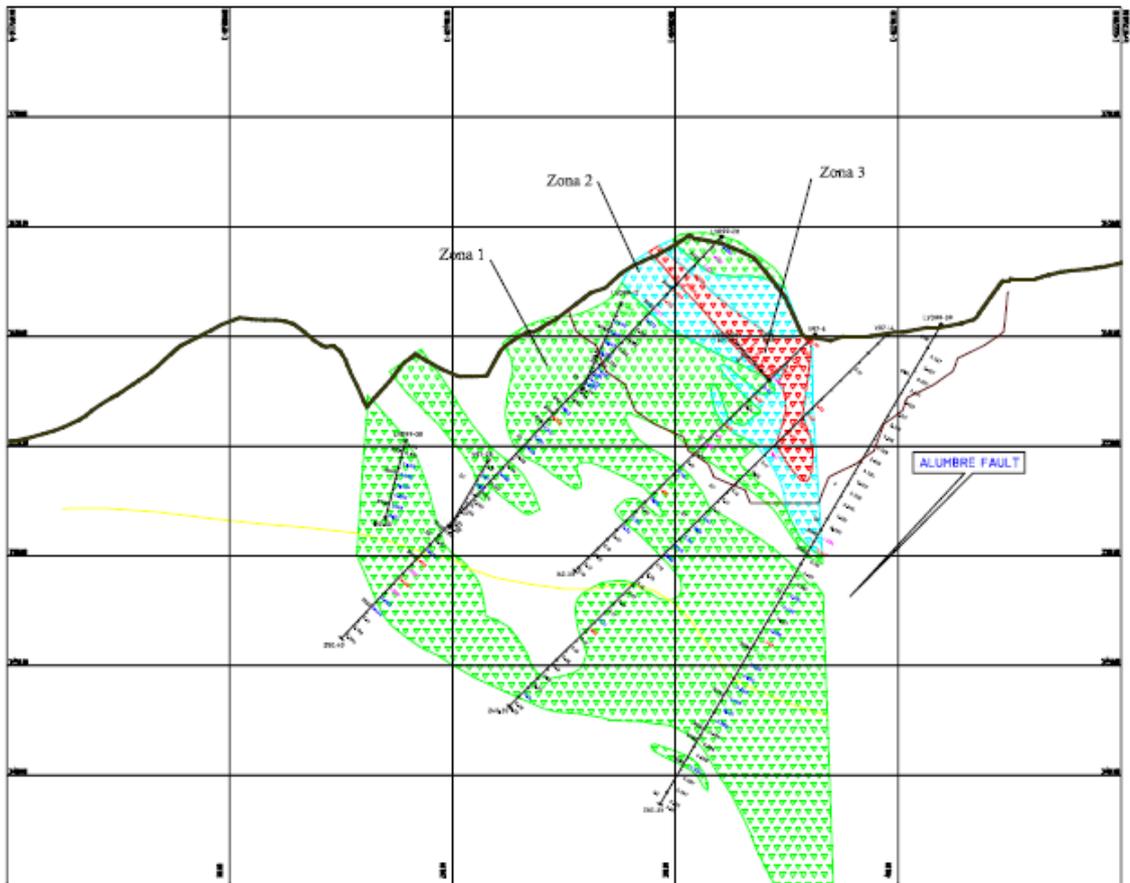


Ilustración 2.14: (b) Sección de Dominios de Estimación mirando al Norte

2.4.3. Elaboración del Modelo de Bloques.

Los parámetros utilizados en la asignación de leyes a cada bloque (6m x 6m x 6m) varían de acuerdo a las zonas mineralizadas definidas anteriormente y que se resumen más adelante.

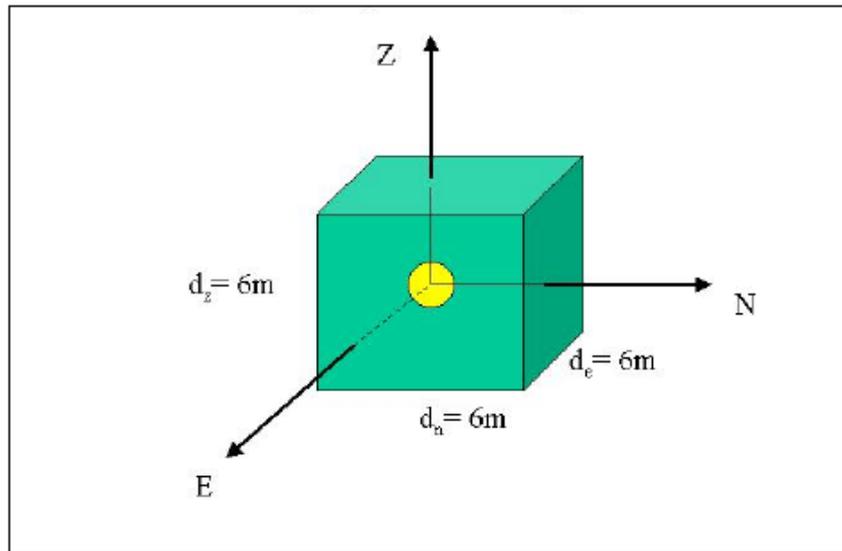


Ilustración 2.15: Bloque utilizado para la Asignación de leyes

Tabla 2.4: Parámetros Geoestadísticos utilizados para la Asignación de leyes

Zonas	Categorías	Rotación			Rangos			Compositos		
		X	Y	Z	X	Y	Z	Min	Máx	Max/tal
Zona 1	Medidos	0	0	-45	50	50	50	2	14	3
	Indicados 1	0	0	-45	80	80	80	2	14	3
Zona 2	Medidos	0	0	-45	50	50	20	2	14	3
	Indicados 1	0	0	-45	60	60	60	2	14	3
Zona 3	Medidos	0	0	-45	20	20	20	2	14	3
Zona 4	Medidos	0	0	-45	50	50	20	2	14	3

Fuente: Due Diligence on La Virgen – La Libertad, Peru (Steve Ristorcelli, Neil Prens – MDA, Septiembre 2001)

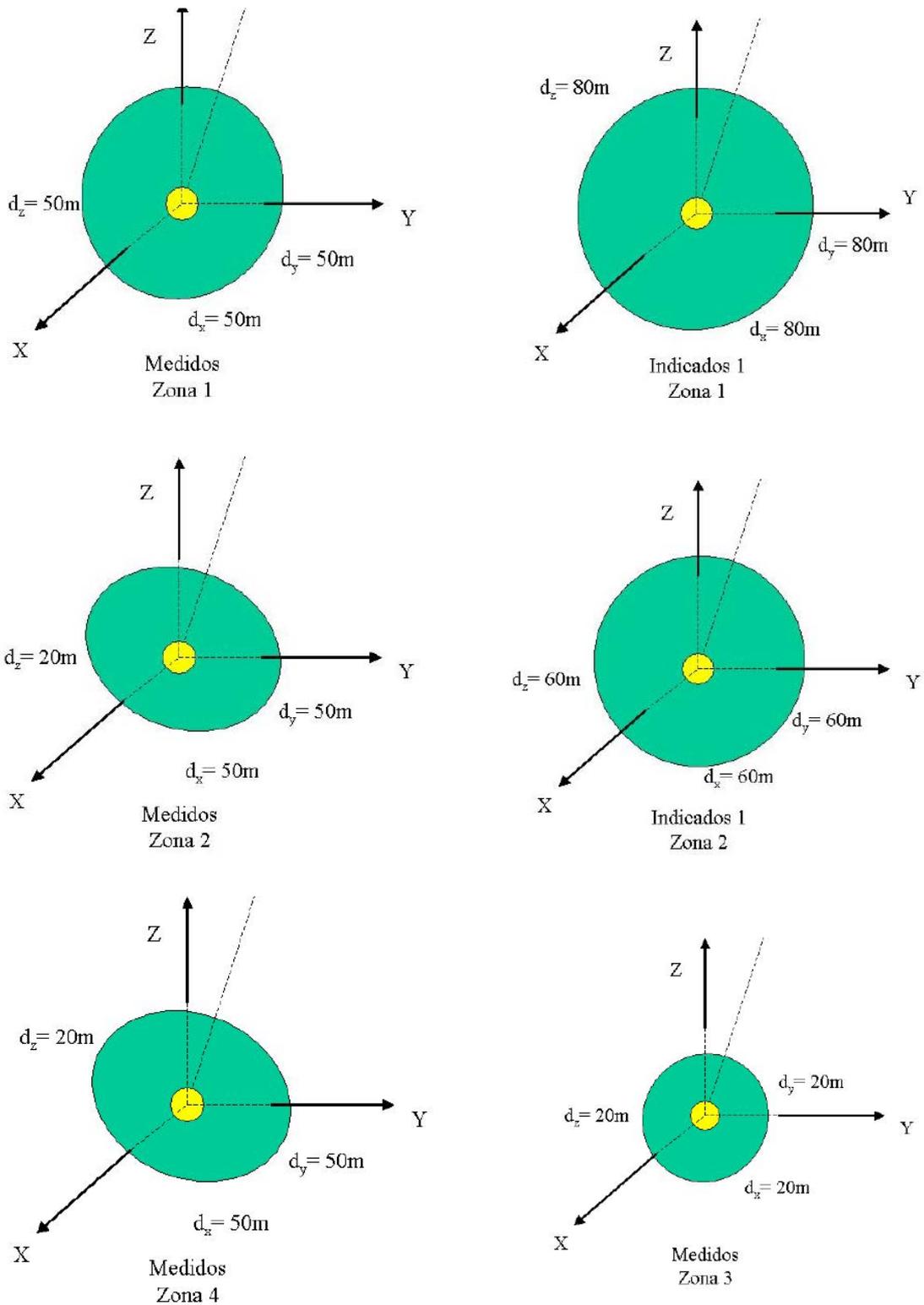


Ilustración 2.16: Elipsoides de Búsqueda utilizados

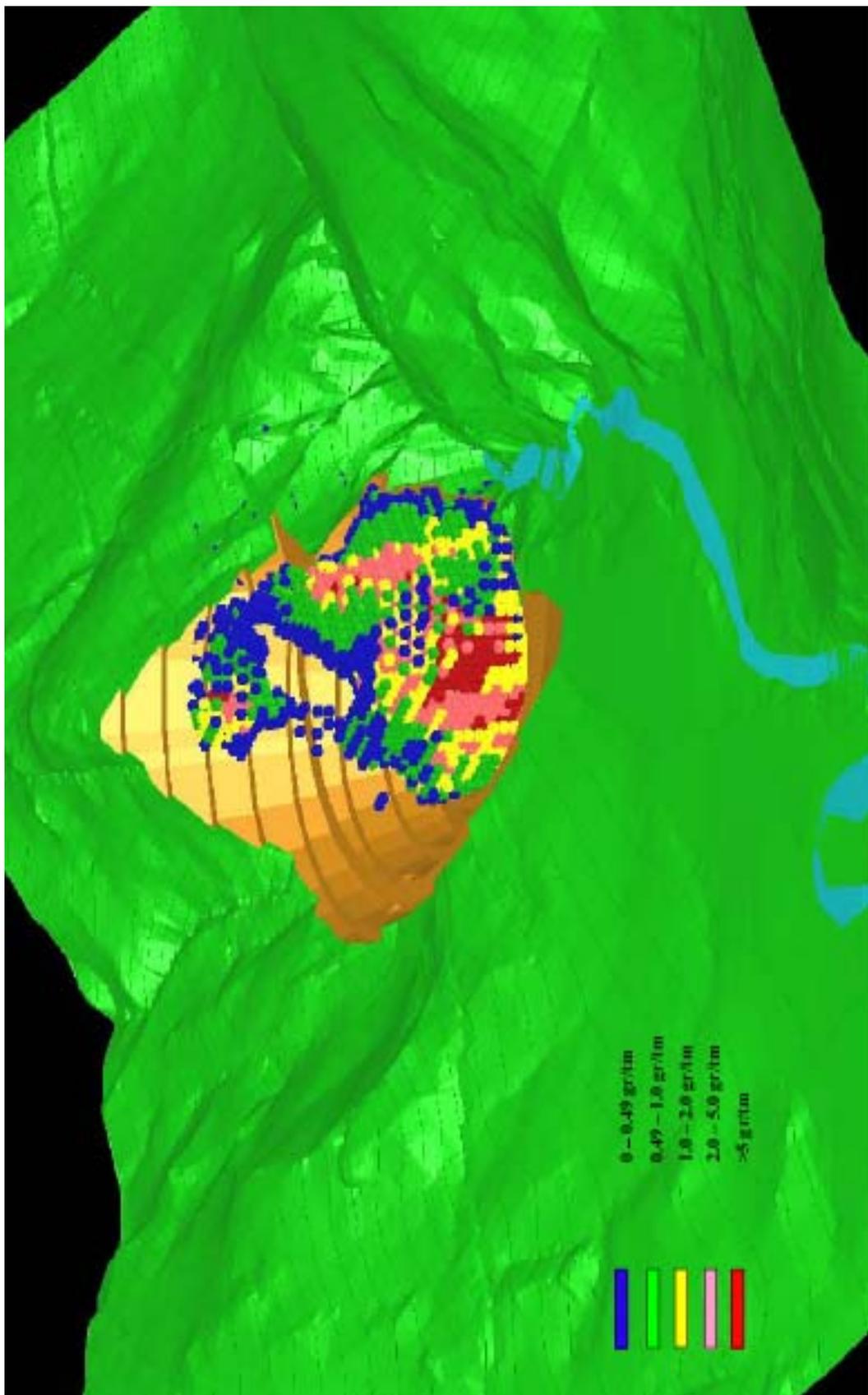


Ilustración 2.17: Vista en 3D del Modelo de Bloques, Incluyendo el Diseño del tajo, la topografía superficial y del Río Suro

2.4.4. Inventario de Recursos.

El resultado final de la Estimación de Recursos Medidos e Indicados es:

Tabla 2.5: Inventario de Recursos medidos e Indicados de la Zona Suro Sur

Cut-off (g/t Au)	Medidas e Indicadas		
	tm mineral	g/t Au	Onzas Au
0.20	18,816,000	0.76	461,000
0.40	14,146,000	0.91	414,000
0.60	7,429,000	1.29	309,000
0.80	4,129,000	1.78	237,000
1.00	2,633,000	2.29	194,000
2.00	888,000	4.10	117,000
3.00	401,000	6.13	79,100
5.00	222,000	8.06	57,600

Fuente: Due Dilligence On la Virgen (Steve Ristorcelli, Neil Prenn – MDA, Septiembre 2001)

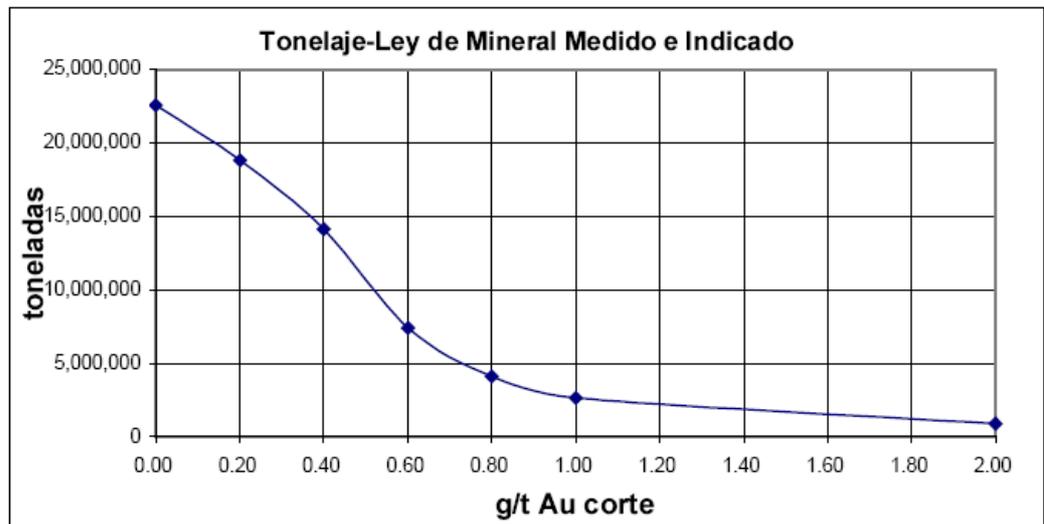


Ilustración 2.18: Curva Tonelaje – Ley de Corte de la Estimación de Recursos

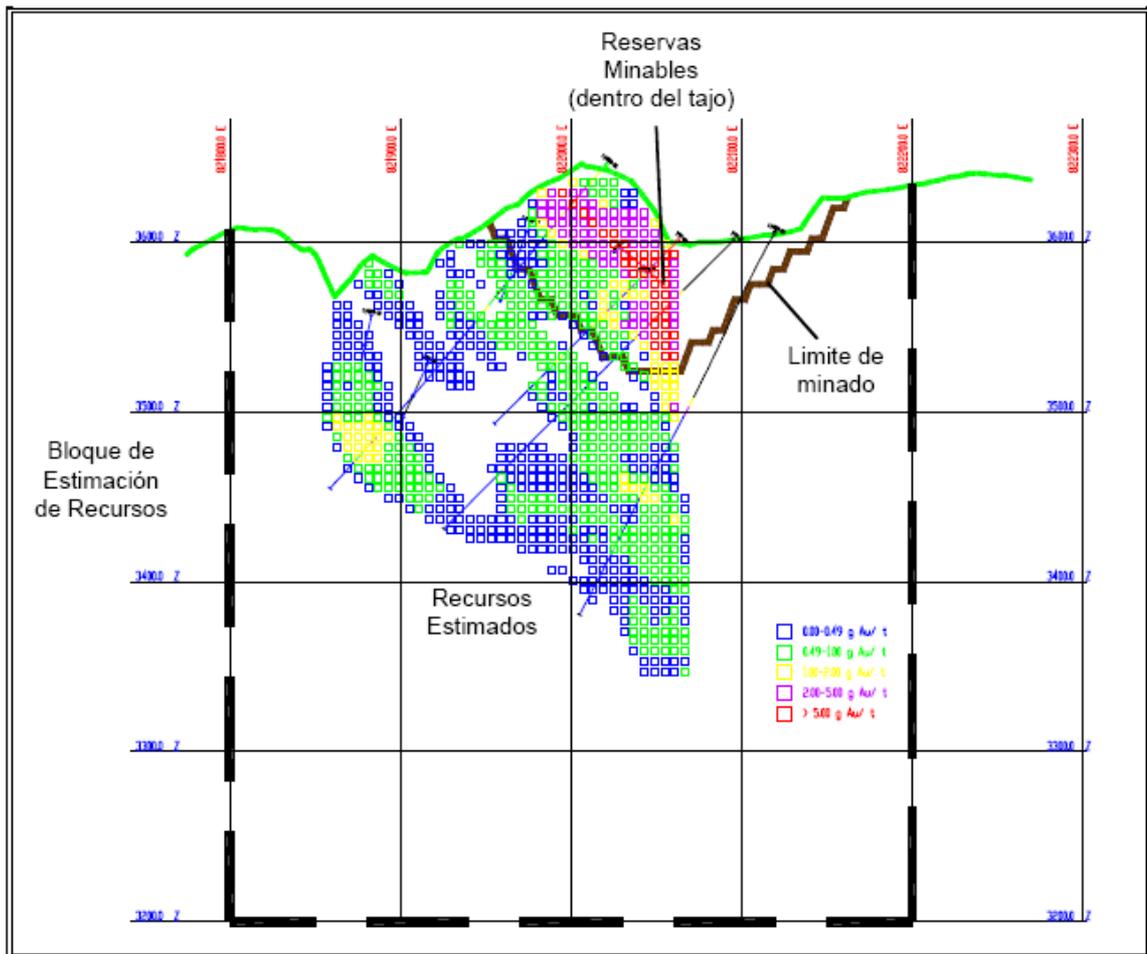


Ilustración 2.19: Sección presentando el Modelo de Bloques y rangos de leyes

2.4.5. De Recursos a Reservas Minables.

El resultado final de la Estimación de Recursos es una matriz tridimensional de bloques cada uno con leyes de metales valiosos (en este caso Au, Ag y Hg) asignadas con criterios geoestadísticos de la mano con una importante guía geológica y de interpretación del yacimiento. Sin embargo, es preciso tener en cuenta que sólo una parte de estos Recursos puede ser explotable en forma económica. Este cálculo dará como resultado lo que se conoce como Reservas Minables con la obtención del Tamaño Máximo del Tajo.

El Cálculo de Reservas obedece netamente a criterios económicos donde intervienen parámetros como: recuperación metalúrgica, precios, costos de minado, costos de procesamiento y ángulos de talud, de modo que el tajo minable alcance la mayor utilidad en moneda no descontada. Es aquí donde se inicia el desarrollo de la propuesta de esta tesis.

3.0 CAPITULO 3

3.1. Planeación de producción mediante Programación Dinámica.

La programación dinámica, es otra de las técnicas de la investigación de operaciones que ofrece grandes ventajas en la solución de múltiples problemas, del mundo industrial moderno.

Puede definirse como una técnica matemática de optimización usada para hacer una serie de decisiones Inter.-relacionadas. Normalmente un proceso de decisión multietápico es transformado en una serie de procesos de decisión constituidos cada uno por una sola etapa.

En otras palabras “La programación dinámica comienza con una pequeña porción del problema planteado y encuentra la solución óptima para esta pequeña porción luego gradualmente se ensancha el problema encontrado la solución óptima para la etapa presente partiendo de la anterior, hasta que el problema original sea totalmente resuelto”.

La planeación en la producción consiste en anticiparse al futuro para la consecución eficiente y efectiva de objetivos y metas preestablecidas en el horizonte de planeación (N periodos finitos de tiempo). El objetivo en la planeación de la producción es utilizar en forma óptima los recursos humanos, materiales y financieros.

3.1.1. Características de la Programación Dinámica.

Las principales características de los problemas de programación dinámica, entre otras son las siguientes:

- i. Los problemas pueden ser divididos en etapas con una política de decisión, requerida en cada etapa.
- ii. Cada etapa tiene un número de estados asociados con ésta.
- iii. El efecto de la Política de decisión en cada etapa es el de transformar el estado actual a otro estado asociado con la etapa siguiente (posiblemente de acuerdo a una distribución de probabilidad).
- iv. Dado un estado actual, una política óptima para las etapas restantes, es independiente de la política adoptada en las etapas previas.
- v. El procedimiento de solución comienza encontrando la política óptima para cada estado de la última etapa.
- vi. Existe una formula recursiva que identifica la política óptima para cada estado en la etapa n , dada la política óptima para cada estado en la etapa $(n+1)$.
- vii. Usando esta relación recursiva, el procedimiento de solución se mueve **hacia atrás etapa por etapa**, encontrando cada vez la política óptima para cada estado en cada etapa hasta que se encuentre la política óptima para la etapa inicial.

Se comienza realizándonos las siguientes preguntas:

1. ¿Cuáles son las variables de decisión?
2. ¿Cuál es la función objetivo para la determinación de una política óptima?
3. ¿Cuáles son las variables de estado, en un instante dado?
4. ¿Cuál será la incidencia de las restricciones en la función objetivo y en los valores de las variables de decisión?

3.1.2. Modelos de Programación Dinámica.

- Jay C. Dotson, RELIABILITY ENGINEERING AND ITS APPLICATION IN MINING. Pensilvania: Mineral Industries Experiment Station Special Publication, 1966.
- Charles W. Berry, DYNAMIC CAPITAL INVESTMENT PLANNING. Pensilvania: Mineral Industries Experiment Station Special Publication, 1966.
- R.J. Roman, THE USE OF DYNAMIC PROGRAMMING FOR DETERMINING MINE – MILL PRODUCTION SCHEDULES. JOHANNESBURGO, Republica de Sudafrica: The South African Institute Mining and Metallurgy, 1973.
- A.F. Spinks y S.P. Nicholls, A PROPOSED METHOD OF DYNAMIC ORE RESERVE ASSESSMENT FOR A CAVING SYSTEM OF MINING. Johannesburgo, republica de sudafrica: The South African Institute Mining and Metallurgy, 1973.
- Andrew B. Abel, A DYNAMIC MODEL OF INVESTMENT AND CAPACITY UTILIZATION. New York: John Wiley & Sons, 1981.

3.1.3. Principio de Optimalidad de Bellman.

BELLMAN: enunció el siguiente teorema de optimalidad: “Una política es optima si en un periodo o etapa dada, cualquiera que sean las decisiones precedentes, las decisiones que queden por tomar constituyen una política optima teniendo en cuenta los resultados de las decisiones precedentes”. (**De atrás hacia adelante**).

EL DUAL CORRESPONDIENTE

BHAVANNANI y CHEN enunciaron el dual correspondiente al teorema anterior y este es como sigue: “Una política optima tiene la propiedad de que cualquiera que sean los estados y decisiones que sean los estados y decisiones, las decisiones precedentes deben constituir una política optima con respecto al estado que sigue a la ultima decisión” (**De**

adelante hacia atrás).

3.1.4. Programación Dinámica Determinística.

En los problemas de programación dinámica determinísticos “El estado en la etapas siguiente será completamente determinado por el estado y la política de decisión en la etapa presente o actual”.

En general un problema de programación dinámica determinística puede ser descrito diagramáticamente como se muestra en la ilustración 3.1, en donde en la etapa n el proceso estará en algún estado S_n . Si se toma una política de decisión X_n , entonces el proceso pasará a un estado S_{n+1} en la etapa $(n+1)$. Tomando como base este punto el valor de la función objetivo para la política de decisión ha sido calculado previamente y este es el siguiente:

$$F_{n+1}^*(S_{n+1})$$

La variable de decisión X_n también hará alguna contribución a la función objetivo. Combinando estas dos cantidades de una manera adecuada se obtendrá el valor de la función objetivo siguiente $F_n(S_n, X_n)$, comenzando a X_n se obtendrá la siguiente relación matemática.

$F_n^*(S_n) = F_n(S_n, X_n^*)$ y después de hacer esto para cada valor posible de S_n el procedimiento de solución, estará listo para retroceder una etapa.

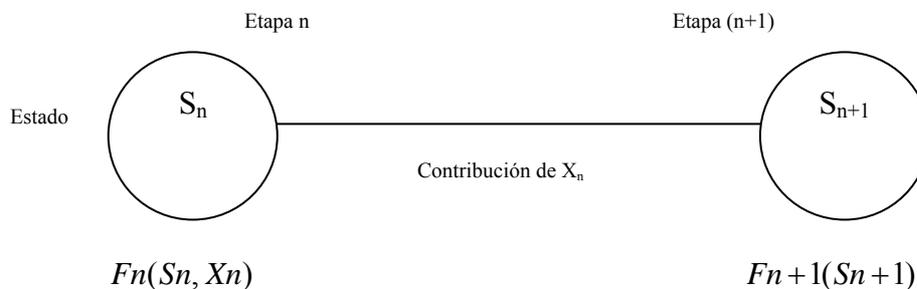


Ilustración 3.1: estructura básica para la programación dinámica Determinística

Fuente: Taha Hamdy A., Investigación de Operaciones.

3.1.5. Programación Dinámica Probabilística.

Esta difiere de la determinística en que la primera, el estado en la etapa siguiente no está completamente determinada por el estado y la política de decisión en la etapa presente o actual. Por el contrario, habrá una distribución de probabilidad para determinar cuál será el siguiente estado.

Sin embargo, esta distribución de probabilidad todavía será completamente determinada por el estado y la política de decisión en la etapa presente o actual.

La estructura básica para la programación dinámica probabilística, se muestra diagramáticamente en la Ilustración 3.2. Donde N denota el número de posibles estados en la etapa $(n+1)$; (P_1, P_2, \dots, P_N) es la distribución de probabilidad de lo que el estado será, dados el estado S_n y la variable de decisión X_n en la etapa n ; y C_i es la contribución resultante a la función objetivo de la etapa n si el estado resulta ser estado i .

Cuando la Ilustración 3.2, es expandida para incluir a todos los posibles estados y variables de decisión en todas las etapas; a veces esta es llamada árbol de decisión.

Si el árbol de decisión no es muy grande, este provee una manera muy útil para sumar las varias posibilidades que podrían ocurrir. Por otro lado, debido a la estructura probabilística de la programación dinámica, la relación entre $F_n(s_n, x_n)$ y F_{n+1}^x .

(S_{n+1}) Necesariamente es más complicada que para la

Programación Dinámica Determinística. La forma precisa de esta relación dependerá de la forma total que abarque la función objetivo.

En este caso $F_N(s_N, x_N)$ representará la suma mínima esperada, de la etapa n hacia delante dados que el estado y la política de decisión en la etapa n serán S_n y X_n respectivamente.

Consecuentemente se tendrá lo siguiente:

$$F_n(S_n, X_n) = \sum_{i=1}^N P_i [C_i + F_{n+1}^*(i)] \text{ con}$$

$$F_{n+1}^*(S_{n+1}) = \underset{X_{n+1}}{\text{MIN}} F_{n+1}(S_{n+1}, X_{n+1})$$

Donde esta minimización es tomada en base a los valores factibles de X_{n+1} .

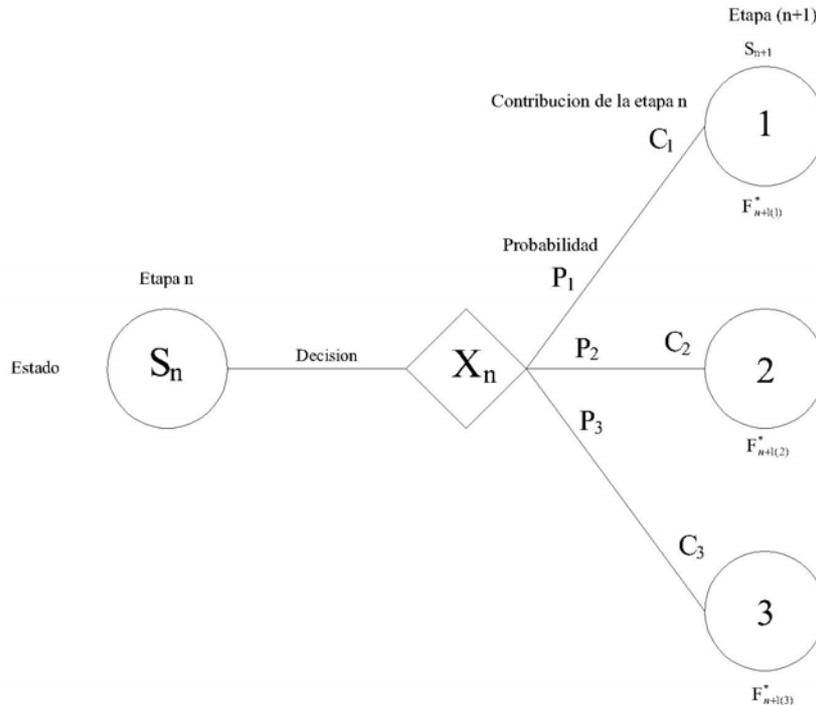


Ilustración 3.2: estructura básica para la programación dinámica probabilística

Fuente: Taha Hamdy A., Investigación de Operaciones.

3.1.6. Modelo de Programación Dinámica aplicada a problemas mineros.

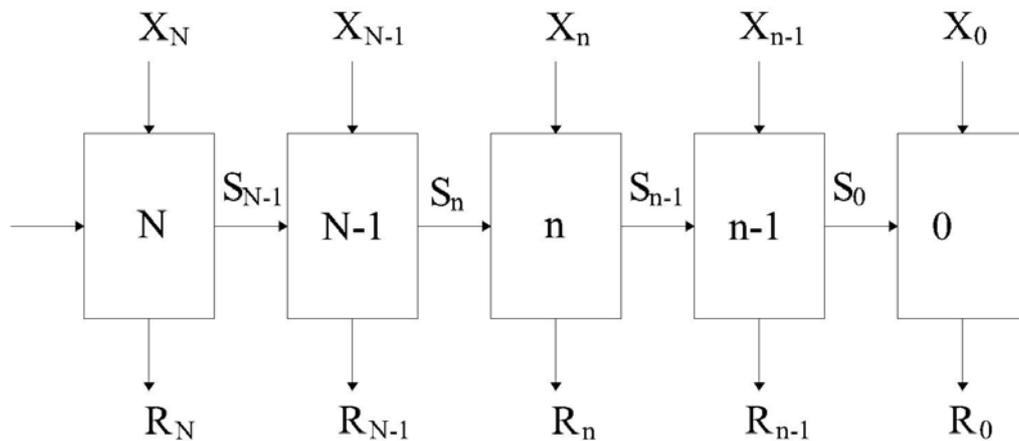


Ilustración 3.3: estructura básica para la formulación general de un problema de programación dinámica (programación de producción).

Fuente: Taha Hamdy A., Investigación de Operaciones.

IDENTIFICACIÓN DE LAS VARIABLES

Para visualizar mejor los conceptos se debe llevar a cabo la siguiente identificación de las variables.

S_N = Variable de estado al inicio de la etapa N

X_N = Variable de decisión de la etapa N

$R_N (S_N, X_N)$ = Función de la utilidad de la etapa N, siendo el estado inicial S_N y la variable de decisión X_n .

$S_{N-1} = T_N (S_N, X_N)$ Función de la transformación del estado. Determinara que el estado del proceso al iniciar la siguiente etapa (N-1) es una función de S_N y X_N .

$F_n (S_N) =$ Representa la utilidad de todas las etapas trabajando en forma optima.

$Q_N (S_N, X_N) =$ Representa la utilidad de todas las etapas restantes trabajando de la mejor manera, a excepción de la etapa presente o actual.

ANALISIS Y DISCUSIÓN DE UN PROBLEMA GENERAL DE PROGRAMACION DINAMICA ETAPA POR ETAPA

Para la etapa 0

$$Q_0 (S_0, X_0) = R_0 (S_0, X_0)$$

$$F_0 (S_0) = \text{Max}_{X_0} Q_0 (S_0, X_0) = \text{Max}_{X_0}$$

$$R_0 (S_0, X_0)$$

Para la etapa 1

$$Q_1 (S_1, X_1) = R_1 (S_1, X_1) + F_0 (S_0)$$

$$Q_1 (S_1, X_1) = R_1 (S_1, X_1) + F_0 [h(S_1, X_1)]$$

$$F_1 (S_1) = \text{MAX}_{X_1} Q_1 (S_1, X_1) = \text{MAX}_{X_1} \{R_1(S_1, X_1) + f_0[h(S_1, X_1)]\}$$

Para la etapa "n"

$$F_n (S_n) = \text{Max} \{R_n(S_n, X_n) + F_{n-1}[h(S_n, X_n)]\}$$

De tal manera que se maximiza en base a X_n , el valor que se tiene de "R_n" y de "F_{n-1}" respectivamente.

Fuente: Taha Hamdy A., Investigación de Operaciones.

3.1.7. Restricciones de aplicación de la Programación Dinámica.

Las Principales restricciones son las Operacionales y la estabilidad económico - Financiera; como estructuras de capital, geológico, sociales y ambientales.

3.2. El problema del Diseño-Programación de Minado

3.2.1. Modelo del Depósito

La mayoría de actuales aproximaciones al problema modelan el depósito a través de la división de este, en una matriz tridimensional homogénea de bloques (Modelo de Bloques). A cada bloque se le asigna un valor, el cual, en el contexto de su uso con algoritmos de optimización, representa el valor neto del material contenido dentro del bloque una vez que este es extraído y procesado (si fuera el caso). El valor excluye el costo de acceder al bloque debido a que este es agregado al análisis automáticamente por el Algoritmo de Optimización.

3.2.2. Descripción del problema

La manera más simple de describir el problema de diseño-programación de minado en su forma más elemental es como menciona Whittle (1989):

”El tamaño del tajo con el VPN más alto no puede ser determinado hasta que los valores de los bloques sean conocidos; los valores de los bloques no pueden ser determinados hasta que se establezca la secuencia de extracción; la secuencia de extracción no puede ser preparada sin conocer el tamaño final del tajo”.

Pese a que la mayoría de investigaciones en esta área han sido dirigidas hacia la solución del problema de secuenciamiento, esta descripción

también tiene algo de verdad para los casos subterráneos.

El problema radica en determinar que secuencia de minado a realizar, para lograr, un sostenible desarrollo del yacimiento.

3.3. Clasificación de técnicas

Y. C. Kim (1978) clasificó las técnicas de optimización que estaban disponibles en ese tiempo como “rigurosas” o “heurísticas”. A la luz de los nuevos desarrollos que han sido hechos en esta área desde ese tiempo es útil aclarar y expandir estas definiciones como sigue:

- i. Rigurosa: término aplicado a los algoritmos que, dado suficiente tiempo, encontrará siempre la solución “óptima” al problema para los datos y restricciones suministradas, y para los cuales se ha desarrollado una prueba de su optimalidad.
- ii. Heurística: término aplicado a técnicas que (i) trabajan en casi todos los casos pero carecen de rigurosas pruebas matemáticas de la optimalidad de sus soluciones (i.e. no son “rigurosas”), (ii) sólo encontrarán una solución aproximada al problema (el cual puede o no puede estar cerca al óptimo “real”).
- iii. Estocástica: término aplicado a técnicas que basan su análisis en muestreo probabilístico del rango de soluciones posibles.
- iv. Estática: término aplicado al análisis que descuidan los efectos del tiempo, (i.e. ellos siguen principios de descuento financiero y pueden incorporar los efectos del precio del mineral, costos de producción y capacidades de equipos que varían en el tiempo).

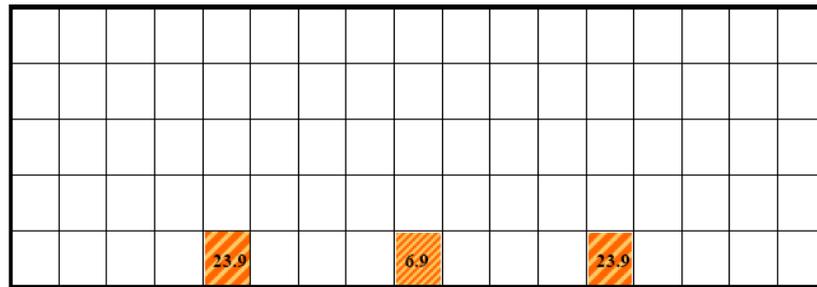
- v. Dinámica: término aplicado al análisis que permite usar el efecto del tiempo.

El algoritmo de Lerchs-Grossmann puede ser descrito como riguroso y estático, mientras que un algoritmo genético el cual incluye efectos de descuento financiero puede ser descrito como dinámico, estocástico heurístico.

3.4. Obtención de Tajo Final con el Algoritmo de Lerchs-Grossmann.

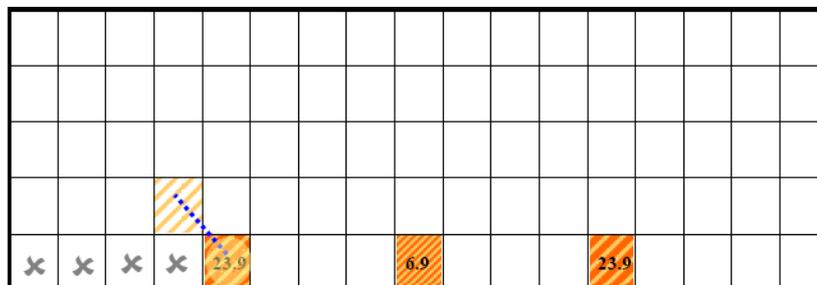
Solución de caso – Determinación del Limite económico

Inicio



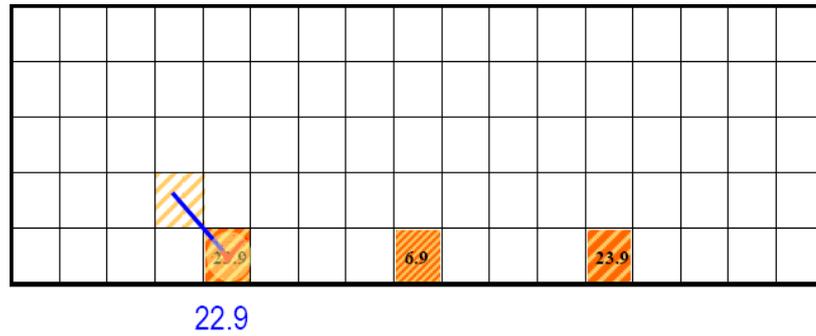
Empezar con un modelo seccionado transversalmente de 2 dimensiones.
 Solamente 3 bloques contienen el mineral y tienen valores como se muestra.
 El resto de los bloques son desmonte y tienen un valor de - 1.0

Paso 1



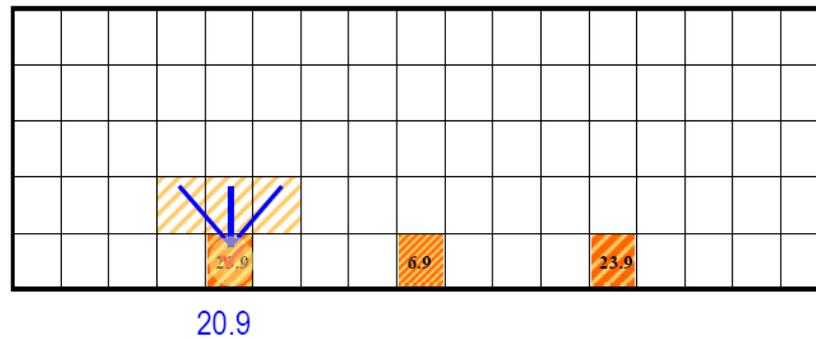
El primer arco de un bloque que contiene el valor que encontramos, está a un bloque que no se señale, por medio de una bandera para el minado.

Paso 2



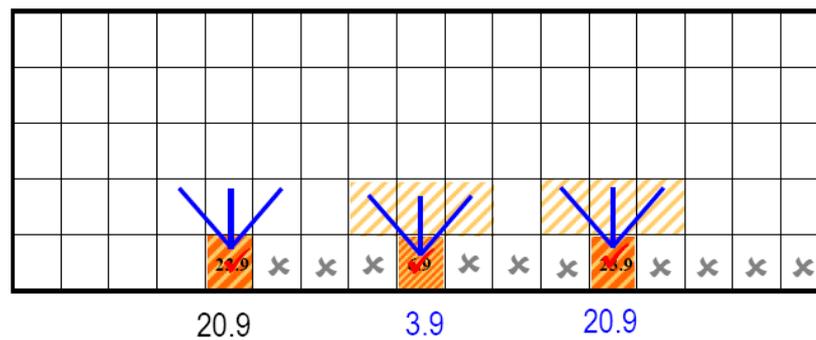
Ligamos los dos bloques juntos. El valor total de los dos bloques, la rama es 22.9, por lo tanto ambos bloques ahora se señalan por medio de una bandera para ser minados.

Paso 3



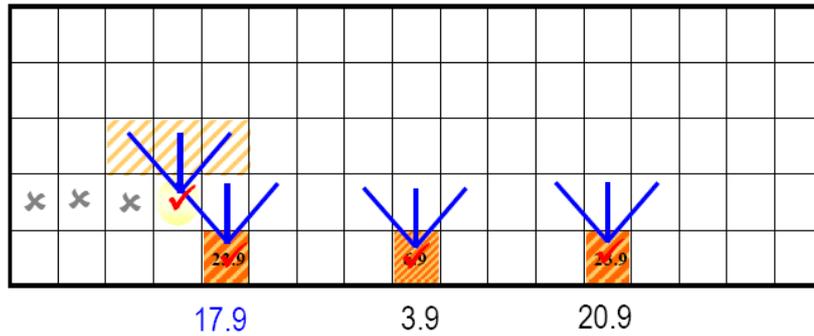
Tratamos de los otros dos arcos de este bloque de la misma manera. El valor total de los cuatro bloques, la rama es 20.9.

Paso 4



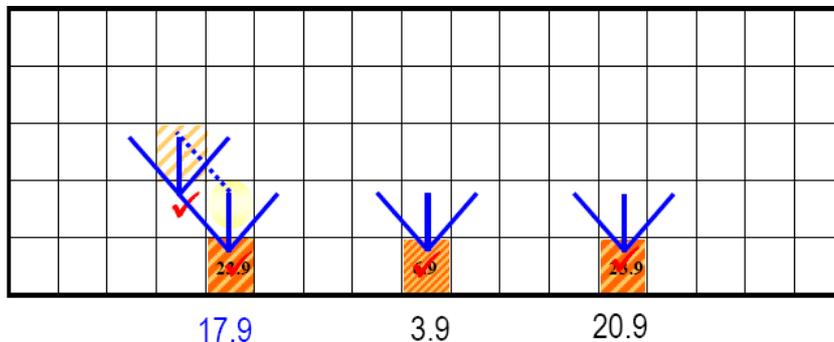
Podemos continuar el mismo proceso al extremo del primer banco.

Paso 5



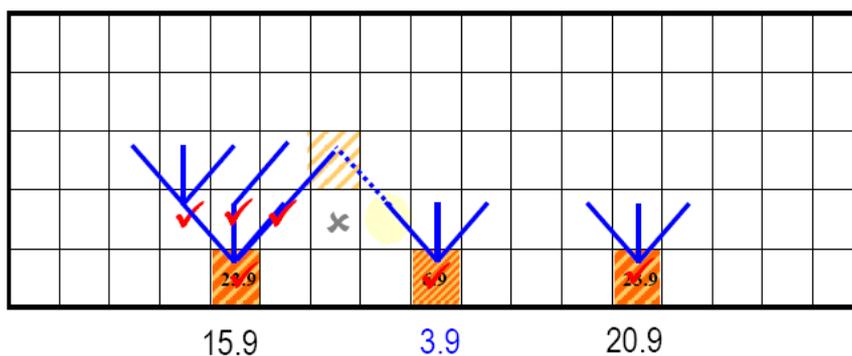
Entonces nos movimos a lo largo del banco siguiente, y encontramos un bloque que no tiene ningún valor sí mismo, pero somos parte de una rama con valor.

Paso 6



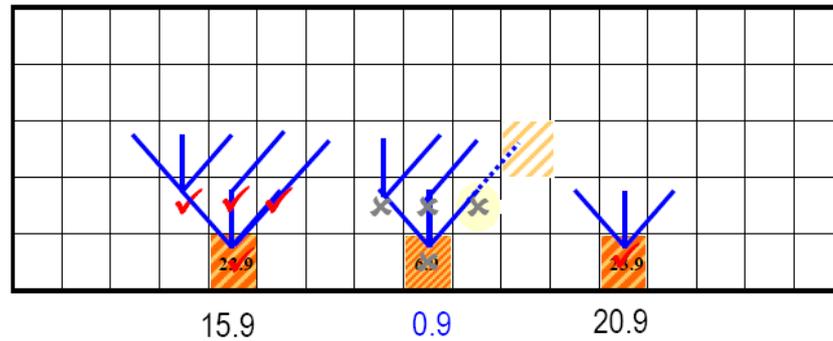
El bloque después señalado por medio de una bandera tiene un arco a un bloque que también se señale por medio de una bandera. No establecemos relaciones para este arco o para el vertical del mismo bloque, porque nada nuevo tiene que ser resuelto.

Paso 7



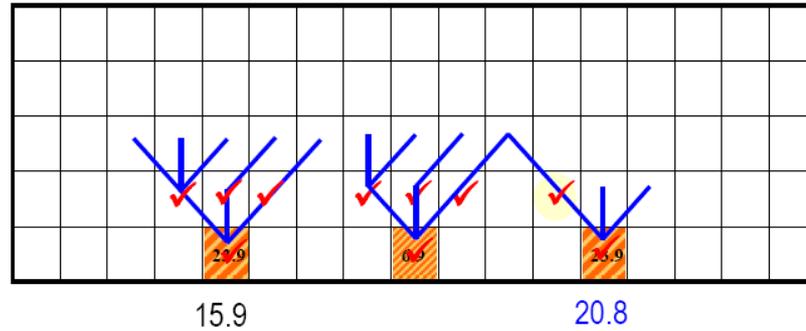
El arco siguiente del señalado por medio de una bandera a otro bloque señalado por medio de una bandera está entre dos ramas. El procedimiento es sin cambios - no insertamos un acoplamiento.

Paso 8



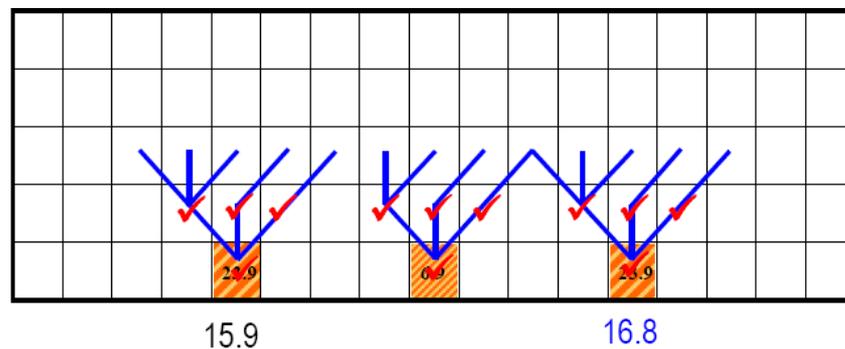
Continuamos agregando acoplamientos. El acoplamiento punteado cuando está agregado cambiará el valor de la rama a - 0.1. Todos los bloques en esta rama tienen sus banderas apagadas.

Paso 9



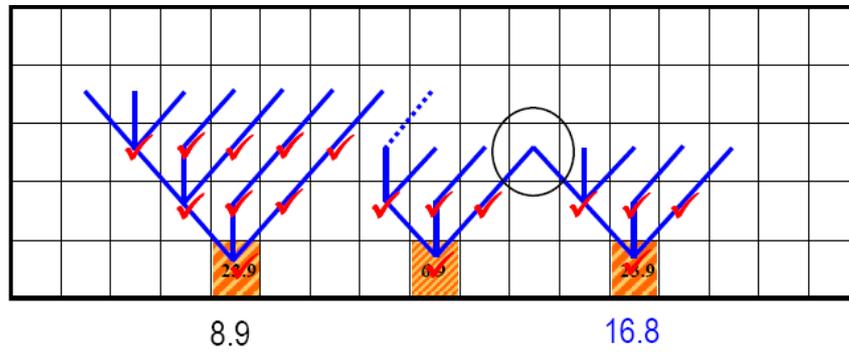
El Lerchs-Grossman incluye un procedimiento para combinar las dos ramas ligadas en una rama, con solamente un valor total. Observar que no hay requisito de ramificar siempre hacia arriba de la raíz.

Paso 10



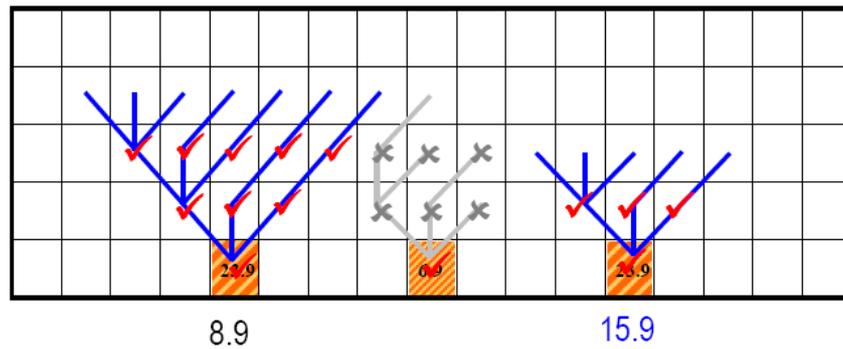
En el extremo del segundo banco ahora tenemos tener solamente dos ramas.

Paso 11



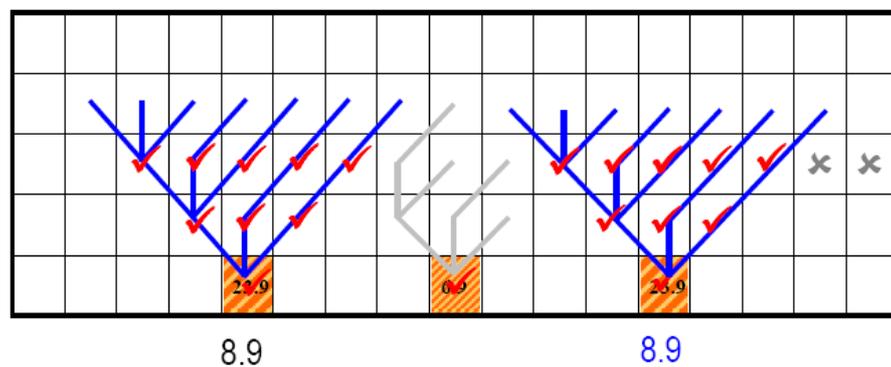
Lerchs-Grossman detecta que el desmonte adicional quitará la capacidad de la rama del centro de cooperar con la rama derecha en pagar la explotación minera del bloque circundado.

Paso 12



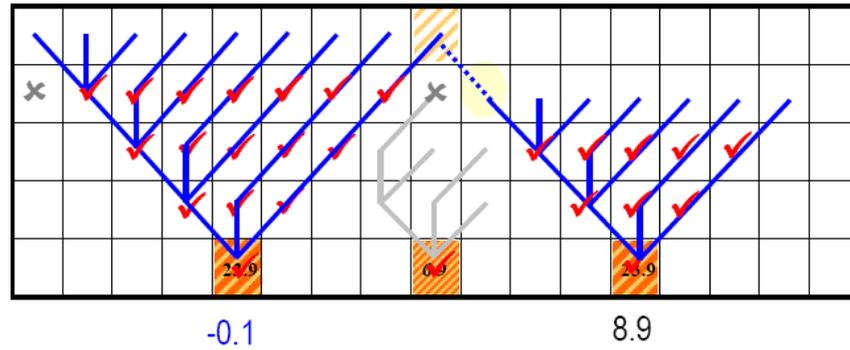
Lerchs-Grossman incluye un procedimiento para romper la sola rama en dos ramas quitando un acoplamiento.

Paso 13



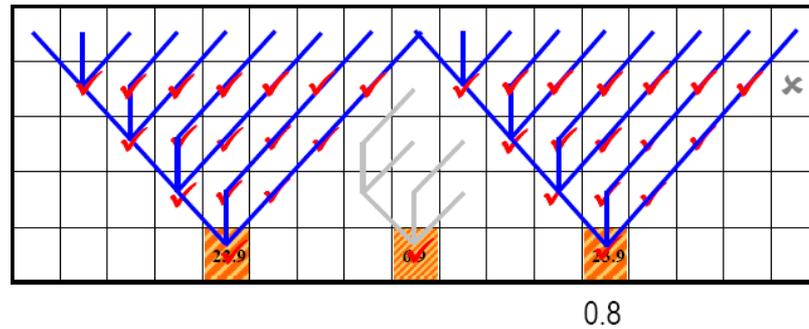
En el extremo de este tercer banco tenemos descargar la sub-rama central sobre el bloque de baja ley.

Paso 14



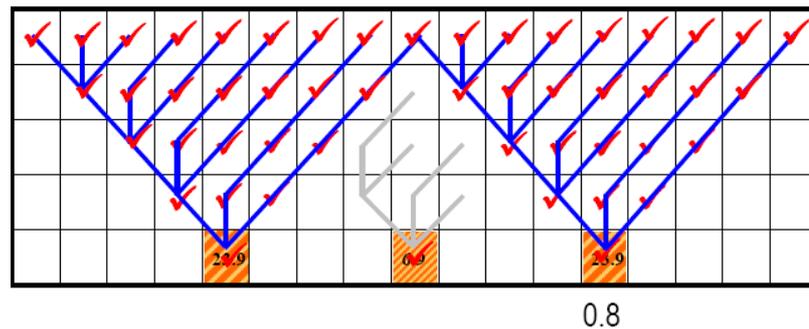
Continuar agregando acoplamientos y el valor total de la rama izquierda llega a ser eventual negativo. El arco siguiente después de esto está otra vez entre una rama positiva y negativa.

Paso 15



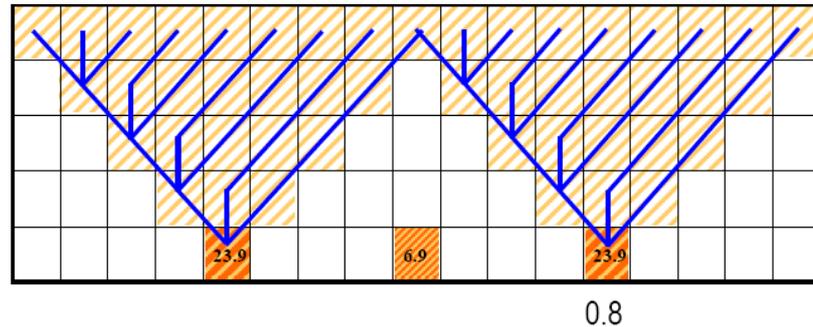
En el cuarto banco tenemos apenas una rama y el valor combinado ahora es solamente 0.8.

Paso 16



El programa del L-G explora para los arcos de los bloques que se señalan por medio de una bandera a los bloques que no se señalan por medio de una bandera. Podemos ver que tienen que la búsqueda hace alcance la tapa del modelo y no más bloque ser removido.

Paso 17



Los bloques señalados por medio de una bandera constituyen el pit óptimo. El 'W' – la forma del pit vale 0.8. La rama del centro tiene un valor negativo así que no se señala por medio de una bandera ningunos de sus bloques, y no se mina ningunos.

El Tajo Final es más comúnmente definido como el “cono” tal que si todo el mineral y desmonte es extraído hoy, pudiese rendir la mayor utilidad operativa posible (en moneda no descontada / actualizada).

Entre todas las técnicas disponibles para la determinación del Tajo Final, la del Algoritmo de Lerchs-Grossmann se acepta desde su postulación en 1965 como referencia para comparar los resultados de los demás métodos.

Este algoritmo hace uso de la propiedad del modelo de bloques que puede ser modelado como un gráfico “pesado” y “dirigido” en el cual los vértices representan bloques y los arcos representan restricciones de minado para los otros bloques.

El gráfico contiene el arco (X, Y) –vínculo unidireccional entre el vértice X y el vértice Y - si el minado del bloque X es dependiente del minado del bloque Y. Como se muestra en la ilustración 3.4, el valor neto del material contenido dentro del bloque una vez que este es extraído y procesado es representado por un vértice pesado apropiado (valor económico del bloque).

El “cierre” del gráfico está definido como el juego de vértices del

gráfico de bloques en un tajo potencial tal que, si el vértice X es un miembro de este grupo (bloque X forma parte del tajo) y (X, Y) es un arco del gráfico de bloques, el bloque Y debe ser minado para facilitar el acceso al bloque X, entonces el vértice Y debe ser miembro de este grupo (bloque Y debe estar también dentro del tajo).

Esta definición asegura que el cierre del gráfico siempre representa un contorno de tajo factible, y, como resultado, el problema de determinar el tajo final es equivalente al problema teórico-gráfico de encontrar el cierre de máximo valor para el gráfico, es decir, encontrar el juego de bloques que, una vez extraídos, formen un tajo factible y otorguen el máximo valor económico posible.

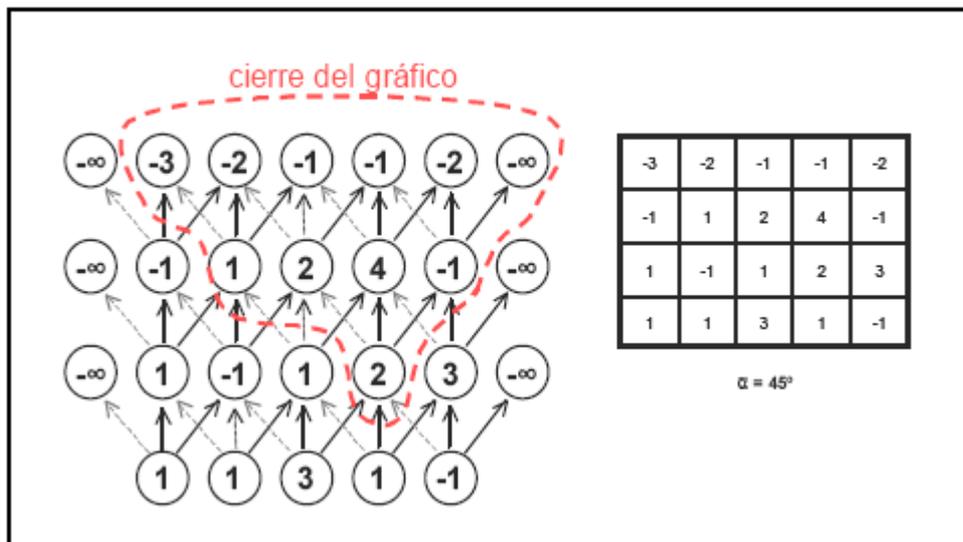


Ilustración 3.4: Algoritmo de Lerchs-Grossmann 3D, obtención del cierre del gráfico
Fuente: Optimum Design of Open-pit Mines, Transactions, C.I.M., Volume LXVIII, 1965

3.5. Obtención de Conos Anidados mediante Análisis Paramétrico de Lerchs-Grossmann.

Lerchs & Grossmann introdujeron el concepto de Análisis Paramétrico, en el cual el desarrollo de un tajo es descrito por la modificación gradual de uno o más parámetros clave. Al hacer esto, Lerchs & Grossmann buscaron producir una secuencia de extracción teórica la cual pueda maximizar el flujo de caja integral con respecto al volumen total minado.

El parámetro escogido por Lerchs y Grossmann fue un valor mediante el cual el valor económico de cada bloque en el modelo pueda ser reducido. Cuando tal valor es cero (es decir no se produce reducción al valor del bloque), se produce el Tajo Final normal. A medida que se incrementa el valor del parámetro pasando los valores críticos, el contorno del Tajo Final salta hasta encerrar un cono más pequeño.

Debido a que no hay muchas interdependencias entre las zonas de mineral y desmonte en el depósito y que hay suficiente variación en los valores económicos de los bloques, el resultado final es una serie de tajos anidados (Ilustración 3.4) los cuales pueden ser usados para derivar una secuencia de extracción adecuada. La técnica es llamada Algoritmo Anidado de Lerchs-Grossmann.

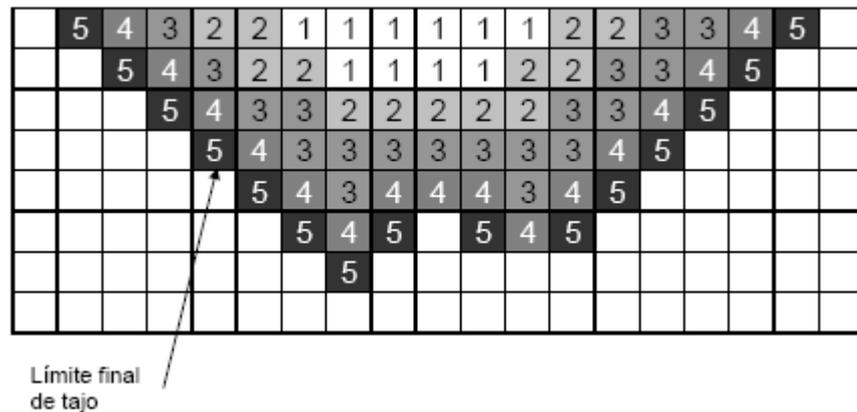


Ilustración 3.5: Serie de Conos Anidados – Parametrización de Lerchs - Grossmann

Desafortunadamente, si estas condiciones son sólo parcialmente satisfechas, el salto entre tajos anidados consecutivos puede ser tan grande que imposibilita la aplicación efectiva de los tajos anidados en el proceso de secuencia de extracción. Verdaderamente, bajo las condiciones “correctas”, es posible saltar entre cualquier cono al Tajo Final completo en un solo incremento. Esto es comúnmente referido como el “problema del salto”.

La siguiente etapa en el planeamiento de minado convencional, una

vez que se diseña la forma final del tajo, es determinar cómo se debe desarrollar la mina y producir una secuencia de minado adecuada, o programa de producción. El método seleccionado para tal fin, es el planteado por Tolwinski & Underwood, para el que se utilizan los resultados previamente obtenidos en la determinación del Tajo Final con Lerchs-Grossmann y su respectiva parametrización.

Fuente: Lerchs, H., y Grossmann, I.F., 1965, "Optimum design of open pit mines" Instituto Canadiense de Minería, Boletín 58, Enero 1965, pag 47-54.

3.6. Obtención de la Secuencia de Minado con el Algoritmo de Tolwinski & Underwood.

Tolwinski y Underwood (1992) combinaron conceptos de optimización estocástica y redes neuronales artificiales en paralelo para producir un algoritmo para estimar la evolución óptima de una mina de tajo abierto.

El objetivo de su enfoque es encontrar la ruta para hallar el valor más alto (definido como una progresión de un posible tajo al siguiente) a través del depósito, produciendo en el proceso diseños de tajos incrementales y su respectivo programa de minado.

Para mostrar una pequeña, pero representativa porción de todas las posibles rutas en un depósito, el algoritmo de Tolwinski y Underwood pretende aprender esas características de la ruta que produzcan un valor alto, y paralelamente, aquellas que produzcan un valor bajo. La transición de un tajo al siguiente en la misma ruta -estadio cambiante- es gobernada por una distribución de probabilidad y basada en el número de veces que un estadio particular ha aparecido en una ruta de alto valor.

El valor del dinero en el tiempo, restricciones de talud, anchos mínimos de operación de equipos y requerimientos para un flujo de mineral a

la planta son todos considerados por el algoritmo.

Aparte de la naturaleza estocástica de su operación, parece que la principal limitación del algoritmo es que aún sufre de algunas muestras de los efectos de explosión combinatoria.

3.6.1. Introducción.

Una operación de minado a cielo abierto es usualmente desarrollada en una secuencia de *pushbacks*⁵, diseñados para maximizar el Valor Presente Neto y satisfacer una variedad de requerimientos técnicos. El mayor VPN puede ser obtenido usualmente por el minado de *pushbacks* en una secuencia, donde una fase no sea iniciada hasta que se complete la previa. En la práctica, restricciones técnicas y consideraciones económicas adicionales al VPN suelen establecer escenarios para el desarrollo de una mina.

Por ejemplo, considerar una operación que requiere un flujo constante de mineral a la planta de procesamiento y necesita mantener ratios de minado dentro de límites especificados. Para ajustarse a estas condiciones, el operador de la mina debe asegurarse que los bancos que contengan suficiente cantidad de mineral estén accesibles para el minado en todo momento, lo que a cambio puede requerir desbrozar el desmonte en una fase anterior antes del período comprendido para maximizar el VPN.

Otras consideraciones, como mantener el flujo de caja por encima de ciertos niveles, o mezclas, complican aún más el problema de programar el minado para determinados *pushbacks* y hacen la tarea de encontrar un programa óptimo aún más difícil.

La importancia de la programación a largo plazo en el

⁵ Límite intermedio imaginario durante la Secuencia de Minado, ver capítulo 3.7.2

planeamiento de minado y estudios de evaluación es ampliamente reconocida por las siguientes razones:

1. Obtener estimados realísticos del VPN, el planificador necesita tener cronogramas de minado para lugares específicos de la mina y conocer tasas de minado y niveles de producción de mineral para toda la vida de la mina. Esta información no es proporcionada por el Tajo Final, el cual determina solamente que parte del depósito debe ser minado, tampoco por los conos anidados (también llamados fases) producidos por parametrización y que sirven de guías para el diseño de pushbacks.
2. La programación puede ayudar a establecer la capacidad óptima de la planta de procesamiento y la demanda de equipo de minado para toda la vida de la mina.
3. La programación, que considera los principales objetivos y restricciones de las operaciones, puede ser usada para comparar varias secuencias de pushbacks y escoger la mejor de ellas con respecto a dichos objetivos. La experiencia muestra que la secuencia de pushbacks que es óptima con respecto a todos los objetivos no es necesariamente la propuesta por parametrización que se concentra exclusivamente en el VPN.

El objetivo de este método es encontrar un programa de producción para minar la secuencia de *pushbacks* de modo que satisfaga condiciones que pueden depender del tipo de mina y requerimientos de operación específicos.

El algoritmo en cuestión está basado en la técnica de búsqueda de “primero al fondo” de programación dinámica y puede ser resumido como sigue:

La masa de roca dentro del Tajo Final es dividida en unidades elementales llamadas “átomos”. Cada átomo es caracterizado por su ubicación en un banco, el *pushback* al que pertenece, y la cantidad de atributos que contiene. Los posibles programas, que son secuencias de átomos, son matrices dentro de una estructura de datos en árbol y el algoritmo busca el árbol para un programa que satisfaga las restricciones definidas en las variables objetivo.

La versión comercial del algoritmo se encuentra disponible como parte del paquete NPVScheduler de la firma Earthworks.

3.6.2. Conceptos.

El Algoritmo de Programación de Minado, al que denominaré de ahora en adelante “Secuenciador”, define objetivos de optimización y restricciones en términos de variables objetivo, donde éstas son funciones de los atributos de los bloques. Para encontrar una solución óptima para los objetivos dados, el Secuenciador divide la mina en unidades elementales llamadas átomos y construye un árbol de soluciones potenciales. Los nodos en este árbol describen el estado de la mina en un tiempo dado y los arcos corresponden a átomos. La información contenida en este primer árbol es usada para construir un segundo árbol, donde los arcos se relacionan al tiempo más que los átomos. El segundo árbol incluye todas las secuencias que satisfacen las restricciones dadas (si tal secuencia no existe, se relajan las restricciones). De esta manera se encuentran secuencias óptimas por Programación Dinámica.

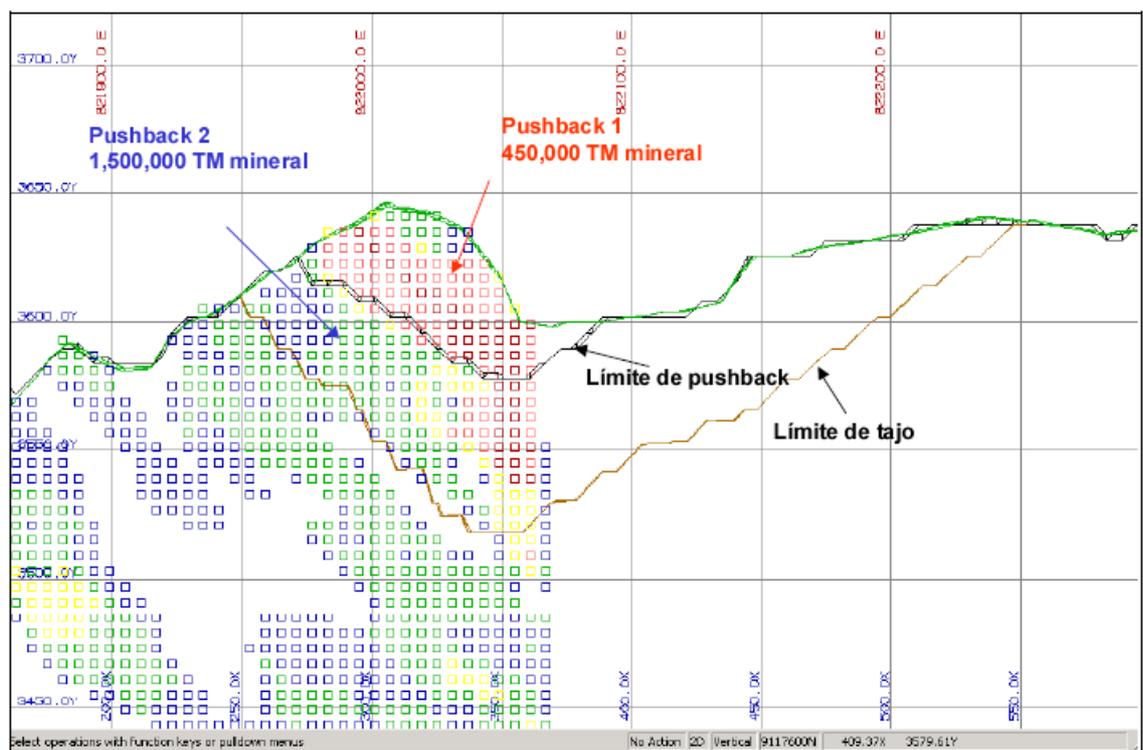
Atributos de bloques

Un atributo de un bloque es una parte de la información sobre el

bloque, por ejemplo, su valor económico (flujo de caja), tonelaje (roca), tonelaje de mineral de un tipo específico, la cantidad de un producto específico contenido en el bloque, la cantidad de un mineral específico, etc.

Pushbacks

Un *pushback* o estadio es una fase de expansión de la mina que puede ser desarrollada en la práctica y minada banco por banco. Un *pushback* debe satisfacer un requerimiento de acceso, lo que significa que los límites del *pushback* dado y sus predecesora deben estar separadas por una distancia específica (ancho de minado) a menos que los límites coincidan con los límites del Tajo Final. Un *pushback* debe también satisfacer un requerimiento de tamaño mínimo, donde el tamaño del *pushback* es medido en términos de atributos del bloque seleccionados por el usuario, por ejemplo, tonelaje de mineral. Ambos, el ancho de minado y el tamaño mínimo del *pushback* son parámetros definidos por el usuario.



Variables objetivo

Una variable objetivo es una función de los atributos del bloque. Puede ser definida por una fórmula de “tasa” ($c_1 \times a_1 + c_2 \times a_2 + \dots + c_n \times a_n$), o por una fórmula de “ratio” $\left(\frac{c_1 \times a_1 + c_2 \times a_2 + \dots + c_n \times a_n}{d_1 \times a_1 + d_2 \times a_2 + \dots + d_n \times a_n} \right)$, donde “n” es el número de atributos del bloque; a_1, a_2, \dots, a_n representan los atributos de las variables; $c_1, c_2, \dots, c_n; d_1, d_2, \dots, d_n$ son coeficientes definidos por el usuario.

Las variables objetivo pueden ser usadas para modelar una gran variedad de escenarios. Por ejemplo se puede incluir el mantener el flujo de mineral a molienda a una tasa específica, mantener la tasa de minado dentro de límites definidos por la capacidad de transporte, mezcla de minerales, mantener la producción de concentrado a determinado nivel, etc.

Flujo de tiempo

El flujo de tiempo está definido en términos de tasa de salida de un atributo:

$$t = \frac{k_1 a_1}{o_1} + \frac{k_2 a_2}{o_2} + \dots + \frac{k_n a_n}{o_n}$$

donde a_1, a_2, \dots, a_n son atributos acumulados hasta el período “t”, o_1, o_2, \dots, o_n son ratios de salida definidos por el usuario, y k_1, k_2, \dots, k_n son coeficientes definidos por el usuario y pueden tener valores 0 ó 1 (por lo menos un coeficiente debe ser 1). Los ratios de salida pueden variar en

el tiempo.

La programación es llevada con respecto a una unidad de tiempo definida por el usuario que puede ser múltiplo de días, por ejemplo un mes, un período de dos meses, un cuarto, un año, etc. Es importante seleccionar apropiadamente los atributos de flujo de tiempo para la programación. Suponer, por ejemplo, que el mineral es procesado por un molino con un rendimiento dado y que el objetivo más importante es alimentar al molino a esa tasa. En ese caso, el tiempo en el punto “ t ” puede ser definido como la cantidad total de mineral producido hasta el tiempo “ t ” dividido por el rendimiento. Definir tiempo de esta manera asegurará que la producción es siempre igual al rendimiento del molino. El Planificador permite que se puedan cambiar los rendimientos a través del tiempo y relacionarlos con el tipo de roca. Similarmente, uno puede definir el tiempo en términos de roca y tasas de minado, fin de la producción y sus niveles de producción deseados, o en términos de cualquier otro atributo o combinación de atributos y sus tasas de salida.

Programación

Dada una secuencia de *pushbacks*, considerar la roca en el banco “ k ” contenida dentro del *pushbacks* número “ m ” pero no de ningún *pushbacks* precedente en la secuencia de *pushbacks*; denotar esta roca como $R(k,m)$. El propósito de la programación es encontrar la secuencia en la cual se minará la roca $R(k,m)$ para valores dados de “ k ” y “ m ”, sujeto a los siguientes requerimientos:

1. Para $k > m$, $R(k,m)$ no puede ser minado antes que $R(k-1,m)$ haya sido minado completamente a menos que $R(k-1,m) = 0$. En otras palabras, no se puede minar el material de un banco hasta que se haya terminado de minar todo el material de todos los bancos superiores para ese *pushbacks*.
2. Para $m > 1$, $R(k,m)$ no puede ser minado antes que $R(k-1,m-1)$ haya

sido completamente minado, a menos que $R(k-1,m-1)=0$ o los *pushbacks* “m-1” y “m” no estén conectados espacialmente. En otras palabras, no se puede iniciar el minado de un banco dentro de un *pushbacks* hasta que el material de bancos superiores haya sido minado. La excepción es cuando hay dos o más áreas en la mina que son desarrolladas independientemente una de otra.

3. Los valores de las variables objetivo deben mantenerse dentro de límites especificados en cada unidad de tiempo hasta el final de la vida de la mina. Ambos, las variables objetivo y sus límites deben ser definidas por el usuario.

4. El VPN debe ser maximizado o, alternativamente, una variable objetivo debe seguir tan cercana como sea posible una secuencia definida por el usuario de “valores ideales”.

Átomos

El Secuenciador divide el material dentro del Tajo Final en unidades llamadas átomos, cada $R(k,m) > 0$ contiene como mínimo un átomo y construye un cronograma para minar los átomos que satisfacen los requerimientos (1)-(4) anteriores. Dividir los valores $R(k,m)$ en unidades más pequeñas tiene el efecto de que los bancos dentro de diferentes *pushbacks* pueden ser minados simultáneamente lo cual ayuda a conseguir las metas de las variables objetivo fácilmente. El Secuenciador determina el tamaño del átomo y el correspondiente número de átomos automáticamente, en la base de un parámetro especificado por el usuario que define la extensión de la búsqueda para secuencias óptimas.

Árboles de Secuencias

Un “árbol” es un concepto gráfico teórico usado para modelar la

construcción de problemas de decisión secuenciales del cual la programación (secuenciamiento) es un ejemplo. Un árbol consiste de “nodos” conectados por “arcos”. Los nodos usualmente representan los estados del sistema evolutivo, mientras que los arcos simbolizan las acciones que toma el sistema de un estado al otro. En particular, el nodo A es conectado al nodo B, si y sólo si, existe una acción que puede tomar el sistema desde el estado A al estado B.

La definición de nodo juega un rol importante en la formulación de cualquier problema de decisión secuencial. De esta manera la definición debe incluir suficiente información para permitir la selección de decisiones óptimas y, al mismo tiempo, debe limitar esta información para mantener el problema manejable pues el árbol de decisión podría crecer mucho.

En el contexto de programación de minado, los nodos representan los estados de la mina en diferentes puntos de tiempo. La definición de un nodo usada por el Secuenciador incluye los siguientes puntos:

- Los bancos a los que se puede tener acceso simultáneo dentro de cada *pushbacks*.
- La cantidad acumulada de cada atributo
- Los punteros a otros nodos.

Estos nodos son usados por el Secuenciador para construir dos tipos de árboles. En el primer árbol, el nodo A es conectado al nodo B si el estado de la mina representado por el nodo B puede ser alcanzado desde el estado representado por el nodo A por minar un átomo de roca. En el segundo árbol, el nodo A es conectado al nodo B si y sólo si B puede ser alcanzado por A dentro de la unidad de tiempo usada como base por la programación. El segundo árbol es mucho más adecuado para el cálculo de los valores de las variables objetivo pero este sólo puede ser

construido tomando como base el primer árbol.

3.6.3. El Algoritmo.

Descripción

La parte principal de la solución de un problema de programación es la generación de adecuados árboles de decisión. Tales árboles deberán contener todas las soluciones óptimas pero no se le debe permitir crecer más allá del tamaño que puede ser manejado por la computadora. Debido a que un árbol contiene todas las posibles secuencias puede tener fácilmente millones de nodos, el árbol válido generado por el algoritmo de programación debe estar limitado a nodos que tienen el potencial de ser parte de un programa óptimo. Los algoritmos que pueden acomodar este requerimiento están basados en la idea general conocida como búsqueda “primero al fondo”. De acuerdo a esta idea, el árbol de decisión crece en profundidad antes de crecer a lo ancho y el ancho total resultante es reducido eliminando las soluciones que son claramente no óptimas.

El algoritmo de programación procede de la siguiente manera:

1. Se genera un árbol de secuencias con los arcos correspondientes a átomos usando la técnica de búsqueda de “primero al fondo”. Los nodos en este árbol mantienen información concerniente al valor acumulado total de los atributos y esta información es usada para eliminar los nodos que no pueden pertenecer a un programa factible, éste es un programa que satisface las restricciones impuestas en las variables objetivo.

Nótese que la eliminación en esta etapa está basada en valores promedio de valores de atributos y por consiguiente, en valores aproximados de las variables objetivo. Para evitar que se rechacen potenciales programas óptimos, el proceso de eliminación es preferentemente conservador e, inevitablemente, mantiene un buen número de soluciones no factibles en el árbol.

2. En la base del primer árbol, un segundo árbol es construido donde todos los arcos son de longitud uniforme igual a la unidad de tiempo usada como base para la programación. El segundo árbol permite cálculos exactos de todas las variables objetivo y, por consiguiente, una completa eliminación de las soluciones inviables. Consecuentemente, el segundo árbol de decisión es usualmente mucho más pequeño que el primero.
3. Se obtiene un juego de programas óptimos. Este conjunto incluye el programa que maximiza el VPN y, para cada variable objetivo, el programa que más se aproxima a sus valores ideales.

Cuando no existe un programa factible

Dado que el usuario es libre de definir tantas variables objetivo como desee e imponerles sus límites arbitrarios, no existirán muchos programas que satisfagan todos los requerimientos a la vez. En este caso, el Secuenciador relaja gradualmente los límites afectando las variables objetivo hasta que encuentre una solución con conocimiento del usuario.

En algunos casos, puede ayudar el incrementar el número y reduciendo el tamaño de los átomos. Otra posibilidad es rediseñar la secuencia de *pushbacks* (o ajustar los resultados esperados a la realidad).

El Tamaño

La magnitud del problema de secuenciamiento es medido por el número de nodos en el árbol de decisión. En el caso de este algoritmo de secuenciamiento, el factor dominante es el número de nodos en el primer árbol de decisión. Este número depende de los siguientes factores:

- a) El número de *pushbacks* en la secuencia
- b) El número de *pushbacks* que pueden ser minados simultáneamente

- c) El número de átomos
- d) La estrechez de las restricciones en las variables objetivo

Dependiendo de estos factores, el tamaño del árbol puede variar considerablemente, este puede ser tan pequeño como 20,000 o tan grande como 300,000 nodos o más. Para brindar al usuario control sobre el tamaño máximo del árbol generado por el algoritmo, el Secuenciador usa un parámetro limitando este tamaño a un número específico. Además, hay parámetros con los cuales el usuario puede especificar el número de *pushbacks* que pueden ser minados simultáneamente y de esta manera influenciar el número de átomos usados en la programación.

3.6.4. La Optimización.

Como último paso, el Secuenciador resuelve una serie de problemas de optimización usando la técnica de programación dinámica. El número de estos problemas es igual al número de variables objetivo más una. El objetivo de la primera optimización es maximizar el VPN menos las penalidades incurridas cuando un valor de las variables esté fuera de los límites definidos para tal variable. Cada optimización remanente se focaliza en una variable objetivo específica, donde el objetivo es minimizar la distancia de esta variable de su valor ideal y las penalidades incurridas cuando cualquiera de las variables objetivos remanentes estén fuera de sus límites. Este procedimiento encuentra soluciones factibles siempre que ellas existan y, si no existen, encuentra las soluciones más cercanas para hacerlo viable.

Para intervalos apretados fijados en las variables objetivo, las soluciones a diferentes problemas de optimización pueden ser muy parecidas e inclusive idénticas.

3.7. Limitaciones de los enfoques actuales.

3.7.1. Efectos del tiempo.

De las todas las técnicas existentes, sólo aquellas que son capaces de derivar concurrentemente los tajos incrementales y secuencia de extracción son capaces de considerar apropiadamente los efectos del tiempo en sus análisis. De estos, sólo el enfoque de Tolwinski y Underwood y los algoritmos genéticos son capaces de lidiar con estas prácticas y explícitamente.

Los actuales algoritmos de determinación de Tajo Final son incapaces de dimensionar los efectos del tiempo porque no tienen medios de determinar el tiempo de extracción de un bloque individual (debido a la forma en que se formula el problema del Tajo Final, los algoritmos no tienen necesidad de conocerlo).

3.7.2. Restricciones prácticas.

Una consecuencia directa de su debilidad es que los algoritmos son además incapaces de asegurar que las siguientes restricciones prácticas sean satisfechas correctamente:

Requerimientos de acceso – provisión de rampas, anchos mínimos operativos

- Flujo uniforme de mineral a la planta de procesamiento
- Mezcla de mineral
- Otros objetivos/restricciones de producción, como capacidades operativas de los equipos.

Esto significa que, una vez que se determina el contorno del Tajo Final usando uno de estos métodos, se deben hacer cambios a éste para permitirle consideraciones prácticas, con lo cual se consigue inmediatamente un diseño subóptimo.

3.7.3. Validez de los datos en el Modelo Geológico.

Con toda esta información sobre la habilidad de los algoritmos para resolver el problema de diseño-programación de minado, es importante no perder de vista el hecho que la información inicial sobre la que se toman las decisiones es derivada de procesos de muestreo (típicamente de sondajes ampliamente espaciados) y estimaciones estadísticas (e.g. inverso de la distancia, krigging, muestro estocástico, etc.), por tanto, el origen de la secuencia diseño-programación es un modelo discreto y estocástico.

Con estos elementos ya es factible desarrollar una propuesta de Secuencia de Minado en un Proyecto de Explotación, como el que se describe en el siguiente capítulo.

Fuente:

Tolwinski, B. & Underwood, R., 1996, "A scheduling algorithm for open pit mines", IMA Journal of Mathematics Applied in Bussiness & Industry, 1996, Vol 7, No. 3, pag 247-270.

Tolwinski, B. & Underwood, R., 1992, "An algorithm to estimate the optimal evolution of an open pit mine", 23er APCOM, Tucson, Arizona, Abril 1992.

Tolwinski, B. & Underwood, R., 1996, "Scheduling production for open pit mines", IMA Journal of Mathematics Applied in Bussiness & Industry, 1996, Vol 7, No. 3, pag 651-662.

4.0 CAPITULO 4

4.1. Desarrollo del Método Propuesto.

El desarrollo de la solución al problema planteado en el presente trabajo, que es el encontrar la secuencia de minado en un tajo abierto es, como se planteó en el Capítulo anterior, lidiar con el problema del Diseño-Programación. Por tanto, habrá que lidiar con tres etapas recursivas:

- Obtención del Tajo Final (Lerchs Grossmann)
- Diseño de Tajo Final (Software de Diseño / Modelamiento)
- Secuencia de Extracción (Tolwinski-Underwood)



Ilustración 4.1: Naturaleza Cíclica del proceso Diseño – Programación de Minado.

No se debe perder de vista en ningún momento la secuencia de procesos involucrados en la transformación de valor en la operación (Ilustración 4.2), que comprenden desde la generación del modelo de bloques con leyes, Optimización con Lerchs-Grossmann, Diseño del Tajo Final y Secuencia de Extracción. Es importante el entendimiento de dicha secuencia pues durante la ejecución del método se tendrá que validar el proceso inmediatamente anterior, y la justificación de las diferencias entre el material programado (con meses de anticipación) y lo ejecutado (reporte de minado mensual) se encontrará en las limitaciones de información disponible que hubo en el desarrollo de los procesos anteriores.

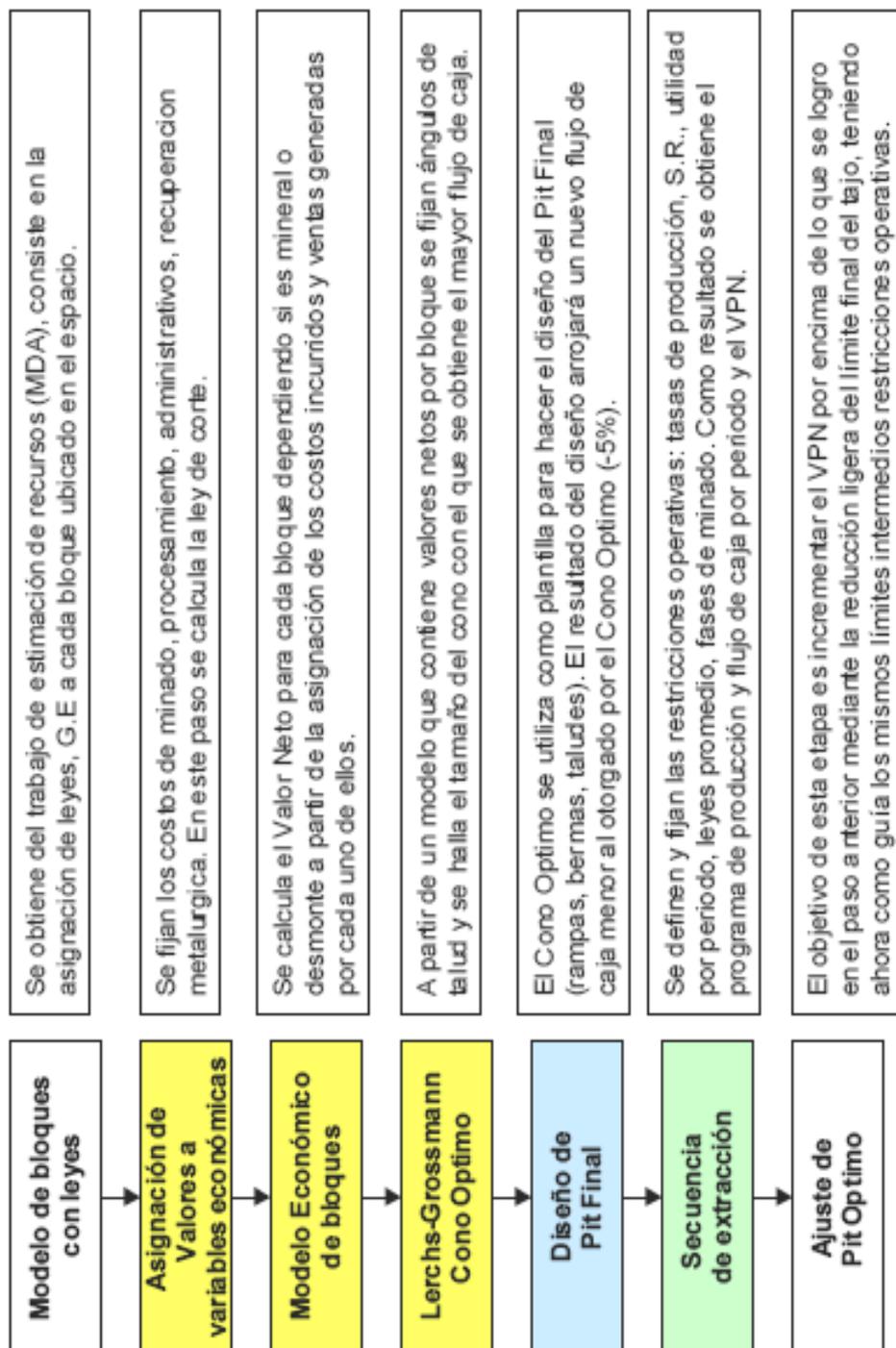


Ilustración 4.2: Diagrama de bloques del proceso de calculo de Reservas, Diseño de Pit y Secuencia de Minado

4.2. Definición previa sobre Modelos Económicos.

El propósito de un modelo económico en una operación es proveer un significado para calcular el efecto del cambio de ciertas variables. Para nuestros propósitos, es necesario poder calcular los efectos de leyes de corte cambiantes, ratios de producción, precios y costos en los flujos de caja de una operación minera. Cada mina difiere de muchas maneras y algunas veces tienen características únicas de modo que modelos de minado suelen ser especialmente confeccionados para encajar a las circunstancias. Sin embargo, la estructura del proceso de minado es similar en la mayoría de aplicaciones y es útil construir un modelo básico al cual se pueden hacer las variaciones necesarias.

Existen tres componentes básicos en una operación minera relacionados a la producción con la que cada componente está relacionada. Estos tres productos son:

- Material mineralizado
- Mineral
- Concentrado

	Minado Subterráneo	Minado Superficial
Minado (Material Mineralizado)	Cruceros Galerias Chimeneas	Perforación Voladura Carguío Acarreo Ore Control
Tratamiento (Mineral)	Tajeo Acarreo Izaje	Chancado Zarandeo Separación
Marketing (Concentrado)		Fundición Refinería Venta

4.2.1. Material Mineralizado.

Este puede ser llamado el componente de minado. Está relacionado con la creación de accesos al interior del cuerpo mineralizado. Los costos son incurridos por tonelada de material mineralizado hecho accesible y la capacidad es la máxima tasa a la cual el material puede ser descubierto.

En una operación subterránea, esta componente debe ser llamada normalmente desarrollo. Consiste en hacer cruceros, chimeneas, otras labores auxiliares y formación de tajeos para su explotación y extracción del mineral. En un tajo abierto es la perforación, voladura, carguío y transporte del material luego que el acceso es conseguido por la excavación en total.

4.2.2. Mineral.

Puede ser llamado el componente de tratamiento. Está relacionado con el posterior tratamiento de la parte del cuerpo mineralizado que es determinado como mineral. Los costos son incurridos por tonelada de mineral y la capacidad es la salida máxima de mineral que la instalación puede soportar.

En minería subterránea, la mayoría del proceso de extracción, el cual es normalmente referido como minado, se ubica en esta categoría debido a que usualmente sólo el mineral llega a ser extraído. El material restante del cuerpo mineralizado se deja en el lugar. El acarreo y la concentración también pertenecen a esta categoría. En un tajo abierto, la definición es más clara. Es el proceso a través del cual el mineral circula luego de haber sido transportado desde el tajo.

La capacidad de la mina es normalmente establecida por la capacidad de la componente de tratamiento de mineral de la operación. Por ejemplo, una mina de 3,000 tpd se entiende que es una tal que puede procesar hasta 3,000 tpd de mineral. La razón para esta convención es que el manipuleo y concentración de mineral son usualmente las secciones de mayor intensidad de uso de capital y más que otras, ellos son los factores limitantes de salida.

4.2.3. Concentrado.

Puede ser llamado también el componente de comercialización, sin embargo puede incluir también fundición y refinería así como la venta. Los costos son incurridos por unidad de concentrado y la capacidad asociada es un límite en la salida del concentrado. Refinerías y fundiciones usualmente imponen cierto límite, también los mercados, y a veces tienen un límite superior. Esta componente es esencialmente la misma para todos los tipos de mina.

4.3. Optimización con Lerchs-Grossmann.

Comprende la aplicación directa del Algoritmo de Lerchs-Grossmann para encontrar el Tajo Final con el que se maximice el flujo de caja operativo no descontado. Cabe recordar que este método presenta una importante deficiencia, pues no toma en consideración la influencia del tiempo. Por tanto no se pueden generar directamente programas de producción ni flujos de caja del proyecto, sino que sólo sirve para encontrar las fronteras del yacimiento donde se obtenga la mayor utilidad operativa no descontada maximizando la renta obtenida por la explotación del recurso.

Adicionalmente al análisis económico con los valores definidos para la Línea Base, se incorpora en el presente trabajo de tesis el Análisis de Sensibilidad, que toma en cuenta las variaciones que tendrá el valor final del

tajo (y su tamaño) en función de los cambios en las variables que intervienen en la economía de las reservas.

El diagrama causa-efecto del Algoritmo de Lerchs-Grossmann con el que se calculan las reservas y se desarrolla el análisis de sensibilidad se muestra a continuación, donde en color azul se muestran –como se verá más adelante- aquellos factores que tienen mayor incidencia en el resultado económico de la explotación.

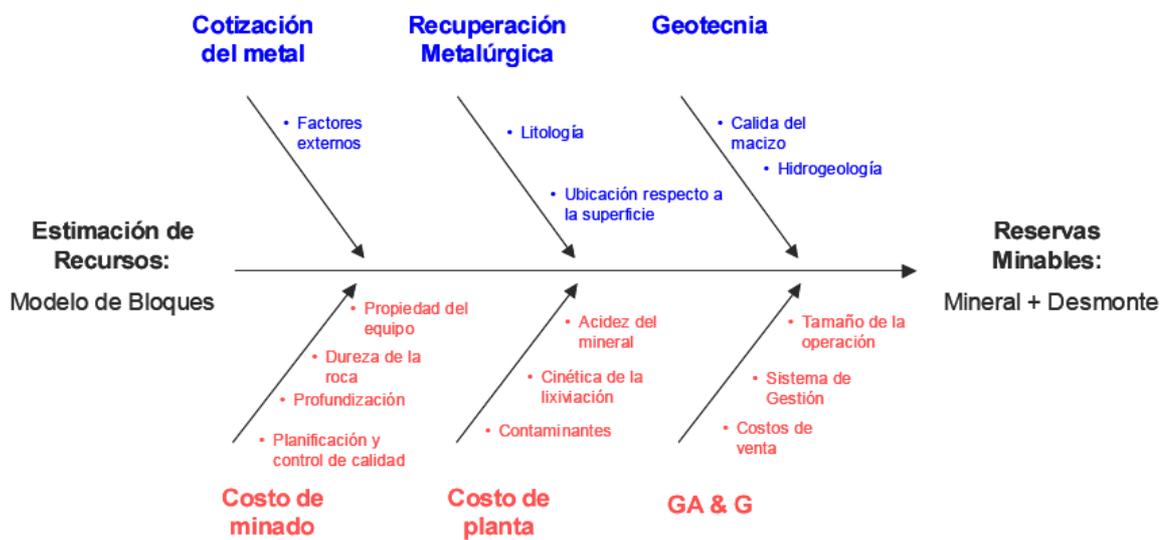


Ilustración 4.4: Diagrama de Causa – Efecto del Análisis Económico involucrado en el cálculo de Reservas.

Pero como el Algoritmo de Lerchs-Grossmann optimiza bloques con valores económicos, primero se deberá definir la forma en la que se calculan los valores netos de cada bloque.

4.3.1. Proceso de asignación de valores al Modelo Económico de Bloques.

El proceso de asignación de valores a cada uno de los bloques se describe a continuación:

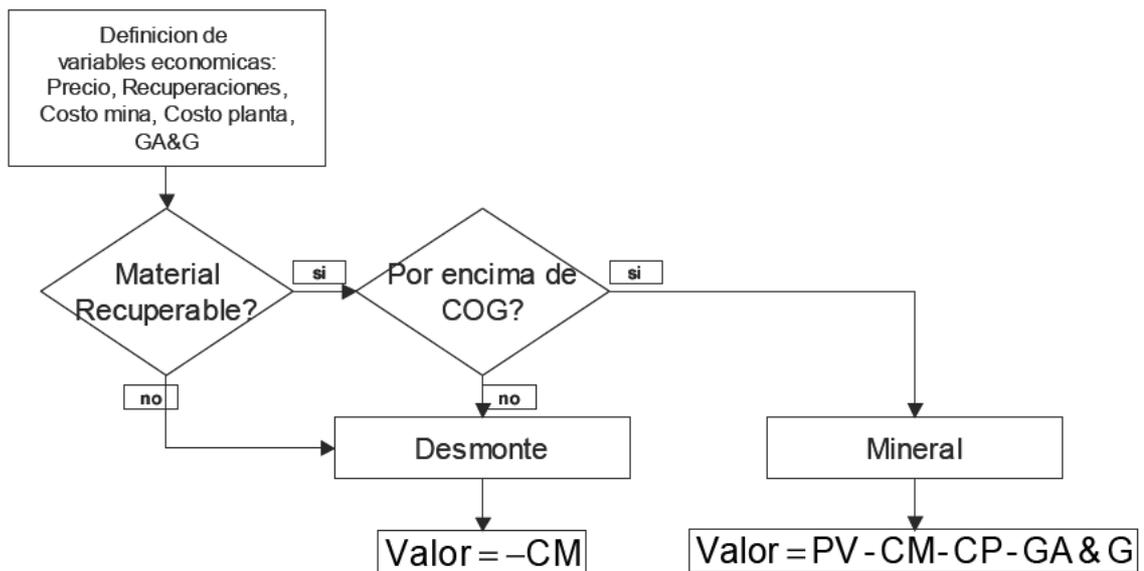


Ilustración 4.5: Asignación de valores al Modelo de Bloques Económico.

Donde,

$$PV = P_{Au} \times Ley \times TM \times RM$$

COG	=	“Cut off grade”
P_{Au}	=	Precio del Oro
PV	=	Precio de Venta del Bloque
TM	=	Tonelaje del Bloque
RM	=	Recuperación Metalúrgica
CM	=	Costo de Minado
CP	=	Costo de Planta
GA&G	=	Gastos Administrativos y Generales
Valor	=	Valor Neto del Bloque

El concepto de ley de corte se considera invariable en el tiempo –para efectos de Lerchs-Grossmann- pues para el diseño inicial se consideran valores no descontados de bloque, y se calcula a partir de la siguiente relación:

$$COG = \frac{CP + GA \& G}{(P_{Au} - CV) \times RM}$$

En resumen, si el “material” no es tratable metalúrgicamente (según el proceso utilizado) se va directamente al botadero. En cambio, si es procesable metalúrgicamente, entonces viene la pregunta: ¿Está sobre la ley de corte?, si es así se va a planta, sino se va al botadero también.

La discusión de ley de corte no termina aquí, pues a largo plazo se establecen en la operación programas de leyes de corte variables en el tiempo. Según Kenneth F. Lane:

“El material debe ser programado como mineral, si y sólo si, la decisión de llevarlo a planta incrementa el valor económico global de la operación”, y este proceso de decisión es continuo a lo largo de la operación.”

En nuestro caso de análisis, la ley de corte calculada para la línea base es 0.418 g/t Au.

4.3.2. Parámetros utilizados en la Optimización con Lerchs-Grossmann.

Los parámetros generales utilizados para la optimización fueron:

Tabla 4.1: Parámetros económicos estimados utilizados para el calculo de reservas

VARIABLE	VALOR
Costo Minado	1.30 \$/tm (roca)
Costo Planta	1.85 \$/tm (mineral)
GA&G	1.15 \$/tm (mineral)
Cotización del Au	330 \$/ozt
Recup Metalúrgica (oxidados)	68%
Recup Metalúrgica (mixto)	60%
Recup Metalúrgica (sulfuros)	0%

Estudio de estabilidad de taludes del Tajo Suro Sur

Para el diseño de los taludes, se ha dividido el tajo final en 11

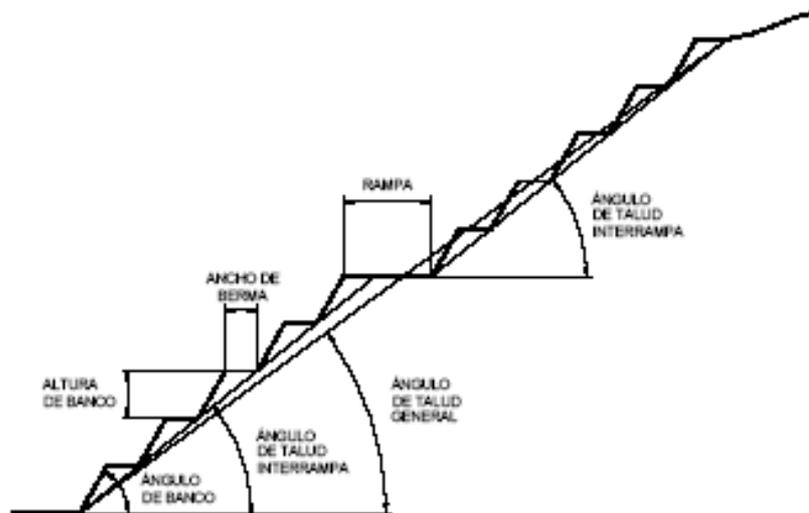
sectores de diseño (ver Plano 10). En cada sector de diseño se ha analizado una sección transversal representativa, con el fin de determinar el ángulo que podrá tener la pared final de cada uno de éstos, para asegurar factores de seguridad mínimos de 1.2 para condiciones estáticas y de 1.0 para condiciones pseudoestáticas.

A continuación se resumen los ángulos de talud para bancos e interrampas recomendados para cada uno de los sectores de diseño.

METODOLOGÍA DE DISEÑO

Identificar los tipos de inestabilidad que se podrían presentar en cada uno de estos, analizando para cada sector de los taludes de banco, taludes interrampa y talud general.

En minería superficial los taludes de un tajo abierto tienen tres componentes: los Bancos, el ángulo de talud interrampa y el ángulo de talud general. En la Figura muestra gráficamente cada uno de estos componentes.



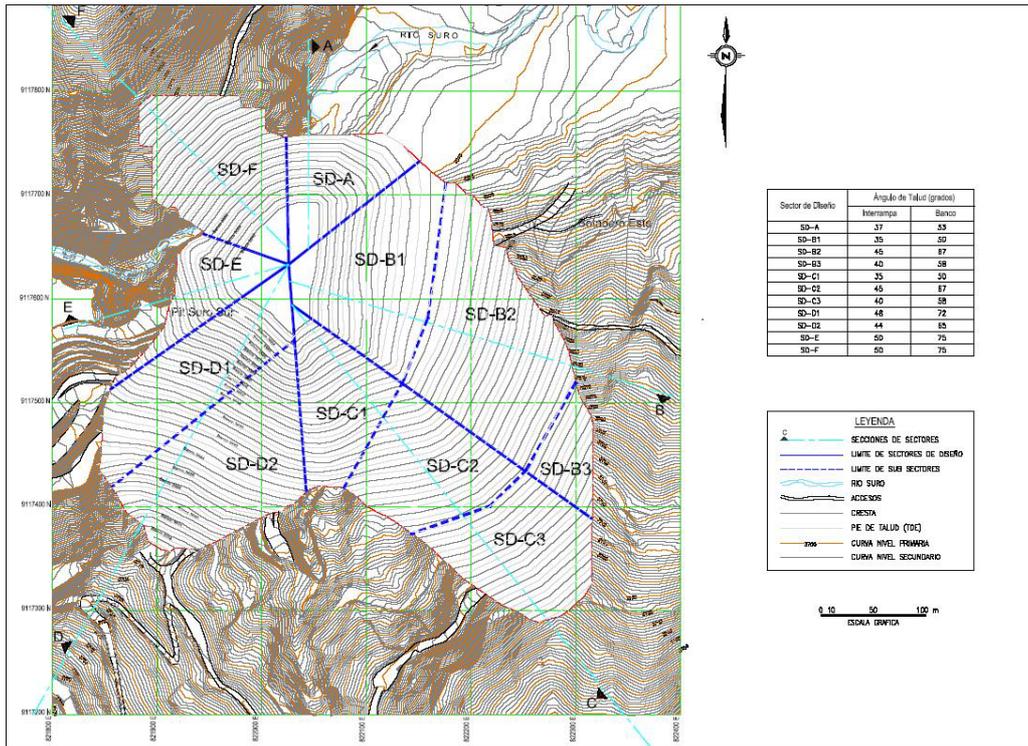
El ángulo de talud general depende de múltiples factores que están relacionados con las propiedades de resistencia de los diferentes tipos de rocas presentes, nivel freático, ángulo interrampa y el número de

rampas o accesos que atraviesan dicho sector de diseño.

Para propósitos de estabilidad de los taludes generales, se han analizado las secciones más críticas de acuerdo con los sectores de diseño propuestos, determinando el ángulo de talud general más adecuado, calculándose así los mínimos factores de seguridad, tanto para condiciones estáticas como pseudoestáticas.

El análisis de estabilidad se ha realizado simulando fallas tipo circular, con el empleo del método de equilibrio límite de Bishop, cuyo algoritmo de cálculo está contenido en el programa XSTABL(R).

Sector de Diseño	Ángulo de Talud (grados)		Ancho de Berma Banco (m)	Altura de Banco Doble (m)
	Interrampa	Banco		
SD-A	37	53	6.9	12.0
SD-B1	35	50	6.9	12.0
SD-B2	45	67	6.9	12.0
SD-B3	40	58	6.9	12.0
SD-C1	35	50	6.9	12.0
SD-C2	45	67	6.9	12.0
SD-C3	40	58	6.9	12.0
SD-D1	48	72	6.9	12.0
SD-D2	44	65	6.9	12.0
SD-E	50	75	6.9	12.0
SD-F	50	75	6.9	12.0



Sector de Diseño	Ángulo de Talud General	Factor de Seguridad	
		Estático	Pseudo Estático
SD-A	37°	1.40	1.11
SD-B	35°	1.42	1.09
SD-C	35°	1.38	1.08
SD-D	45° y 40°	1.60	1.30
SD-E	50°	4.33	3.65
SD-F	48°	3.98	3.26

El Cono Optimo se encontró con el módulo de Tajo Final del paquete NPV-Scheduler, que usa el algoritmo de Lerchs-Grossmann para tal fin.

Tabla 4.2: Resultados de la optimización con parámetros de Línea Base

Ley de Corte	Mineral (tonsx10 ³)	Desmonte (tonsx10 ³)	Stripping Ratio	Onzas Au	Ley Prom g/t Au	Flujo Caja Neto (US\$ x10 ³)
0.418	1,870	2,990	1.60	136,000	2.26	19,950

Como conclusión al proceso de encontrar el Tajo Final cabe

resaltar que la ley de corte, ley promedio, la relación de desbroce no son datos, es decir, no son valores que se fijan al inicio, sino que son funciones relacionadas con las características del depósito. Dicho en otras palabras, dado que el algoritmo de Lerchs-Grossmann desarrolla de manera iterativa un proceso de maximización de flujo de caja a medida que incrementa las fronteras del cono basado en valores netos de bloque, no tiene acceso directo a valores de ley, densidad, tonelaje, recuperación. Es por esa razón que el encontrar una ley promedio alta (2.26 g/t Au) no es señal de haber seleccionado una ley de corte alta ni de estar “descremando” la mina, sino que obedece a las características del depósito y muestra la eficiencia del recurso, del mismo modo, si se opta por incrementar el tonelaje de reservas de mineral a través de la dilución con material de menor ley (práctica comúnmente encontrada en minería subterránea) se estaría reduciendo el resultado del flujo de caja operativo.

En vista de la anterior explicación, se introducirá posteriormente un indicador de eficiencia de extracción que es “Utilidad generada/TM Roca minada” pues, a diferencia del Stripping Ratio, si considera la “calidad” del material minado y su efecto en el flujo de caja resultante por período.

4.3.3. Análisis de Sensibilidad.

El escenario central de variables económicas involucradas en la elaboración del modelo económico de bloques sirve de Línea Base para la elaboración del Análisis de Sensibilidad, donde se podrá apreciar la variación de tonelajes de mineral, desmonte, ley promedio, y sobretodo del flujo de caja resultante del proyecto, con el propósito de analizar la influencia que tiene la variación de cada una de estas variables sobre la economía de la explotación del yacimiento.

A partir de estos valores base se establecen variaciones para efectos del análisis de sensibilidad con el objetivo de detectar el comportamiento de

la economía general del proyecto (reservas minables) con respecto a la variación de una de las variables (*Ceteris Paribus*⁶).

Los resultados del Análisis de Sensibilidad son aplicables en dos aspectos:

- Aspectos de diseño, pues la variación de tonelajes dentro del Tajo Final debido a la variación de una de las variables podría ocasionar la ampliación de las fronteras del mismo, y por ende un sustancial cambio en su diseño.
- Aspectos económicos, pues además de variaciones en tonelajes de mineral y desmonte (tamaño del Tajo Final) se producen variaciones al flujo de caja del proyecto, confeccionando de esta manera el Diagrama de Araña que se muestra en la Ilustración 3.10, donde se puede apreciar que el proyecto es sensible a las variables en el siguiente orden: precio, recuperación metalúrgica, ángulos de talud, costos de planta y por último los costos de mina.

Esta conclusión lleva inmediatamente a otorgarle mayor énfasis al diseño de los procesos metalúrgicos así como sus indicadores de rendimiento, y considerar de menor importancia al efecto de la variación de los costos de mina y costos de planta en la economía global de la operación.

a) Sensibilidad a la variación del Precio del Au

En la Ilustración 4.6 se muestra la variación de tonelajes de mineral y desmonte (tamaño del Tajo Final) obtenidos al variar solamente el precio del oro. Se observa casi nula variación de tonelajes en el caso que descienda el precio, en este caso el diseño no se verá afectado en posibles caídas de la cotización. Sin embargo, si se aprecia un mayor incremento porcentual de tonelajes cuando sube el precio.

⁶ Método usado en economía para estudiar el comportamiento de un modelo económico con respecto a la variación de sólo uno de sus componentes.

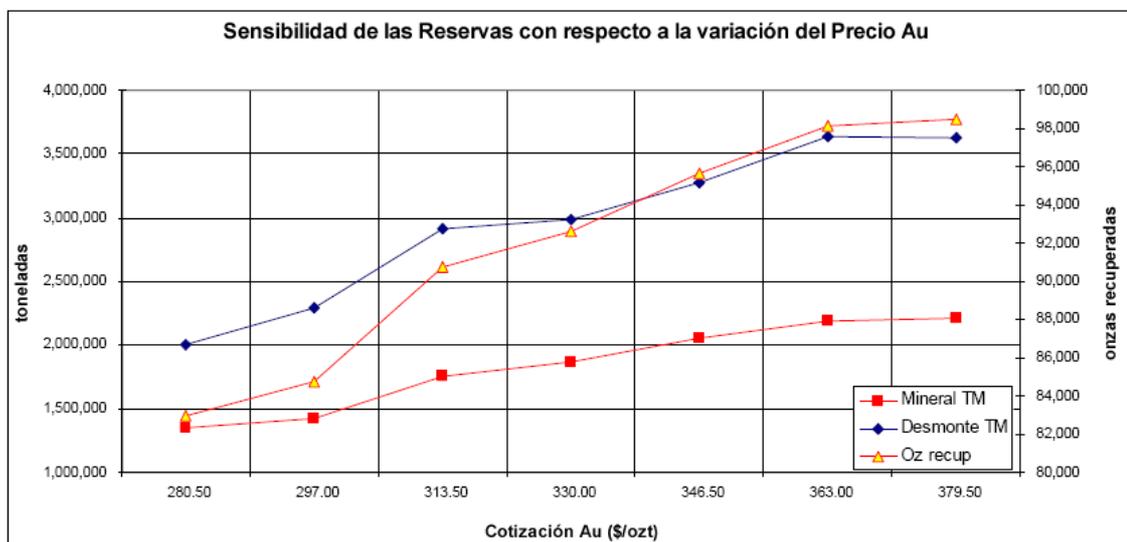


Ilustración 4.6: Sensibilidad de las Reservas con respecto a la variación del Precio del Au

b) Sensibilidad a la variación del Costo Mina

Se puede apreciar que la variación de los tonelajes de mineral y desmonte si ocurriese un incremento o reducción de los costos mina es mínima y no afectaría el diseño de tajo, es más, la reducción del costo mina traería consigo un incremento del Stripping Ratio⁷, además, para nuestro caso particular de estudio, una reducción del costo mina obedecería no sólo a un proceso de reingeniería, sino a los efectos de economía de escala si se utilizase equipo más grande, pero esta medida podría volverse contraproducente por incrementar la dilución del minado y ocasionar que polígonos de mineral se contaminen o no puedan seleccionarse apropiadamente.

⁷ Cociente de la división del tonelaje de desmonte entre el tonelaje de mineral

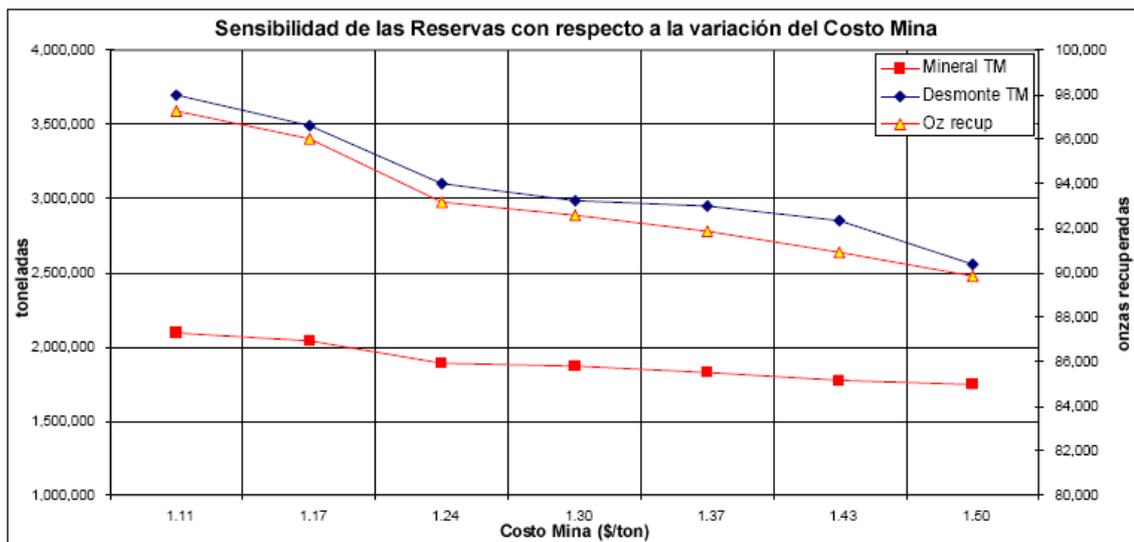


Ilustración 4.7: Sensibilidad de las Reservas con respecto a la variación del Costo de Mina

c) Sensibilidad a la variación del Costo de Planta y Gastos Administrativos

El proceso metalúrgico, y la gestión administrativa y de comercialización se encuentran en la parte final de la cadena de valor en la operación, por ende intervienen con el mismo peso en el cálculo de la ley de corte, tal y como se muestra en el Capítulo 4.3.1. La variación de estos costos, si bien intervienen directamente en la ley de corte no presentan importancia crítica al momento de analizar la sensibilidad de los tonelajes de mineral y desmonte.

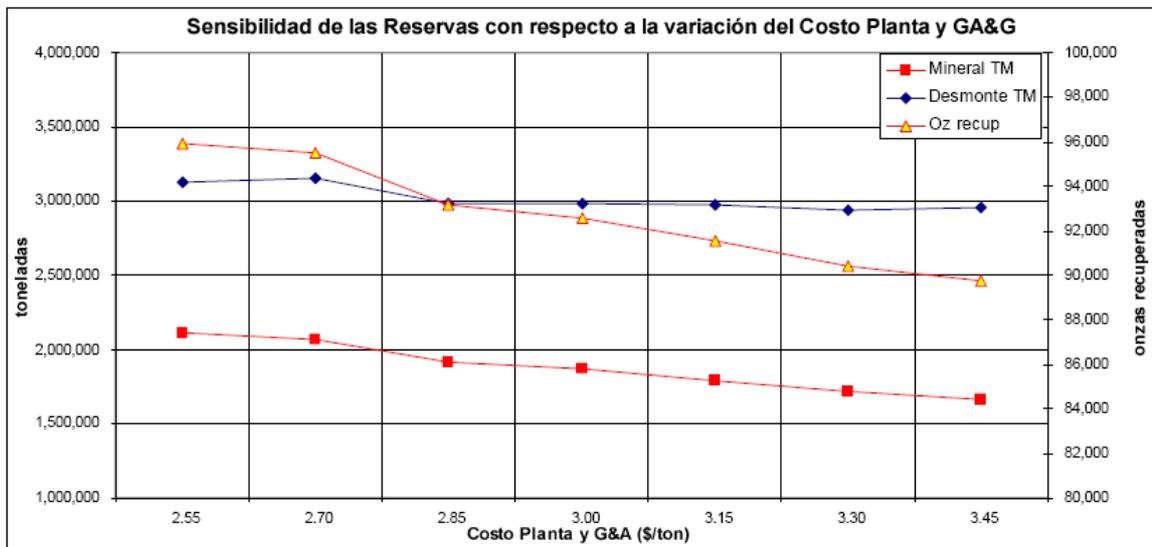


Ilustración 4.8: Sensibilidad de las Reservas con respecto a la variación del Costo de Planta y GA & G

d) Sensibilidad a la variación de los Ángulos de Talud Final

La única variable no económica que interviene en la determinación del Tajo Final es el ángulo de talud. En la Ilustración 4.9 se aprecia que a medida que el ángulo se hace mayor (vertical) la relación de desmonte/mineral disminuye, contribuyendo de esta manera a una mayor selectividad, lamentablemente, los ángulos dependen de características geotécnicas y poco se puede hacer para controlarlos, ejem, depresión de napa freática, voladura controlada.

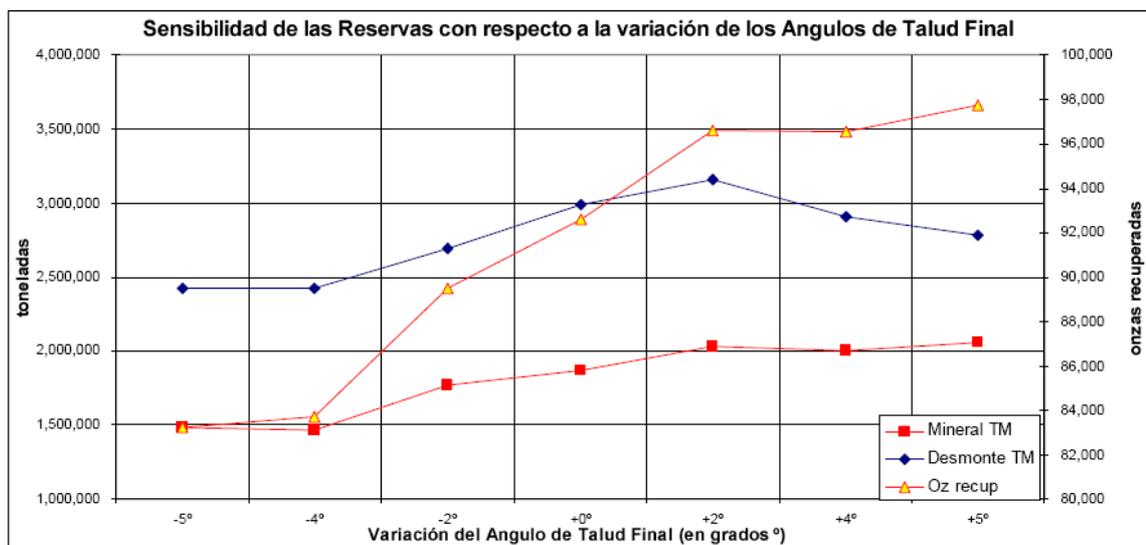


Ilustración 4.9: Sensibilidad de las Reservas con respecto a la variación de los Ángulos de Talud

e) Sensibilidad de la Economía General

La Ilustración 4.10 proviene de la misma fuente que los anteriores (Lerchs & Grossmann) para 31 casos, en este gráfico se convierte en una potente herramienta de decisión, pues es a partir de este que se definen los horizontes de rendimiento económico del depósito, y por consiguiente la prioridad en la que debe administrarse cada una de las variables comprendidas a lo largo de la cadena de valor de la operación.

Por ejemplo, la variación de 1% de la recuperación metalúrgica equivale a haber reducido los costos de mina en un 6% ó reducir los costos de planta y administrativos en 5%, ó incrementar los ángulos de talud en 1.25°. Por tanto es tiene que la prioridad en la que intervienen las variables en la economía global de la operación es:

- i. Precio y recuperación metalúrgica
- ii. Ángulos de talud
- iii. Costo planta y gastos administrativos
- iv. Costo mina

Sin embargo, veremos que posterior a la optimización económica existen otros factores que repercuten en los resultados financieros esperados en la explotación del tajo, como es el Diseño de Tajo. Esto se debe a que si bien la determinación del Tajo Final es un escenario ideal, no representa un modelo geométrico aplicable a la explotación pues carece de rampas, bermas, banquetas, taludes parciales, etc. Por lo tanto sólo sirve de plantilla o modelo para la construcción del Diseño de Tajo. Posteriormente, al evaluar las reservas contenidas dentro del tajo diseñado veremos que el flujo de caja obtenido tiende a aproximarse al de la optimización, pero se torna dificultoso llegar a rendimientos superiores al 95% representando en nuestro caso de estudio una “pérdida” de 8.2% que equivale a US\$ 1’650,000 con respecto a la reportada por el Cono Optimo. En la práctica viene a ser equivalente a un

incremento del costo mina de un 30% o una reducción del precio del Au de 330 \$/oz a 315\$/oz (4.5%).

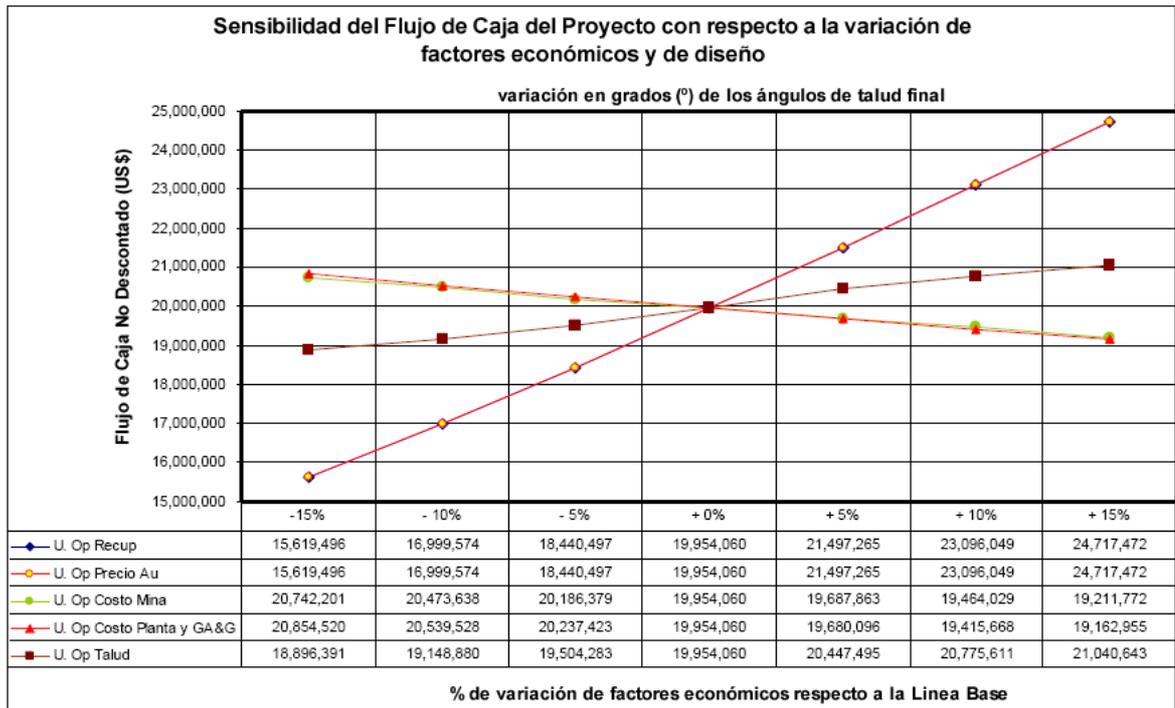


Ilustración 4.10: Sensibilidad de la Utilidad Operativa total del Proyecto

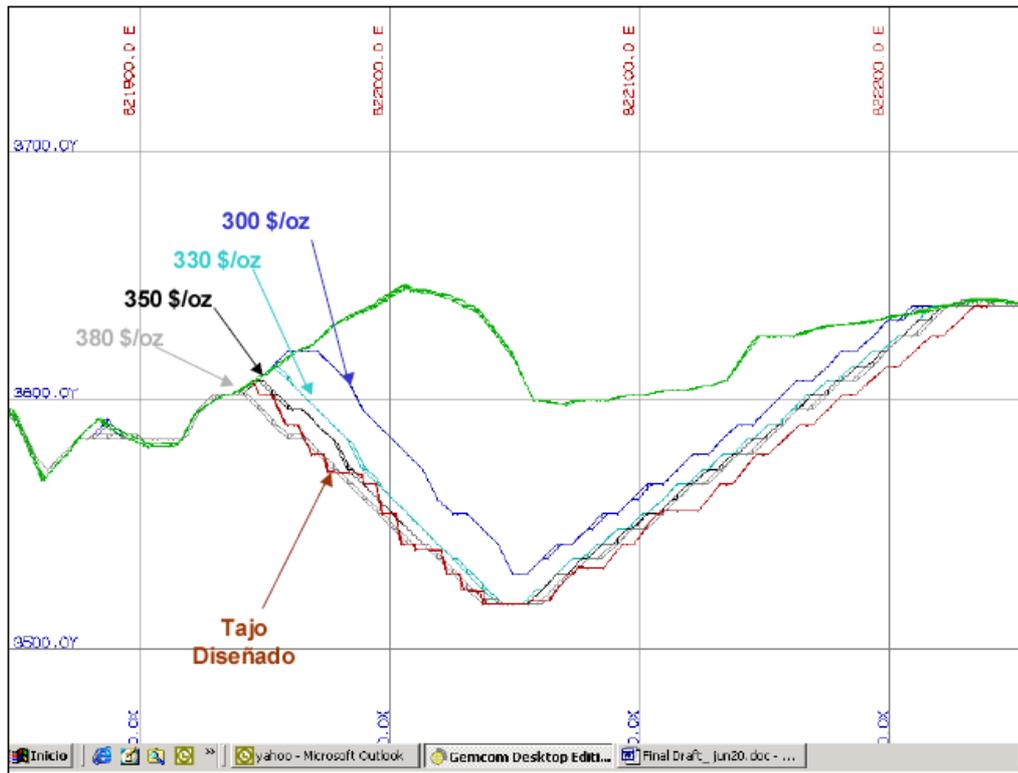


Ilustración 4.11: Sección mostrando la evolución de los Tajos Resultantes de la Optimización del Tajo con diferentes precios de Au

4.4. Diseño de Tajo.

4.4.1. Definición de elementos de diseño.

i) Accesos, Rampas

Se diseñó la salida principal del tajo en la cota 3602 partiendo desde el fondo (cota 3524) con una rampa al 10% y 10m de ancho. La selección se basó tomando en cuenta el equipo que transitaría por esta, que serían camiones Volvo NL12 en tránsito de dos vías.

ii) Altura de Banco

La Altura de Banco se establece, en general, a partir de las dimensiones de los equipos de perforación, carguío y de las características del macizo rocoso. En nuestro caso la altura de banco operativa seleccionada es de 6 m, quedando como Pared Final un banco de 12 m

(doble banco). El acceso a bermas tanto en la base como en la parte superior, es decir, cada 2 bancos tiene acceso a la berma de esa cota por los dos flancos.

iii) Ancho mínimo de plataforma

Se define como Ancho Mínimo de Banco de trabajo a la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que trabaja en ellos simultáneamente. Para el proyecto se ha considerado 20 m. Esta decisión es muy importante para definiciones futuras de *pushbacks*, pues es el ancho mínimo con el que se unirán las fases generadas por la parametrización de Lerchs-Grossmann.

La elección se tomó tomando en consideración al cargador frontal Volvo L-120 y excavadora CAT 345BL para el carguío, y para el acarreo a volquetes Volvo NL-12.

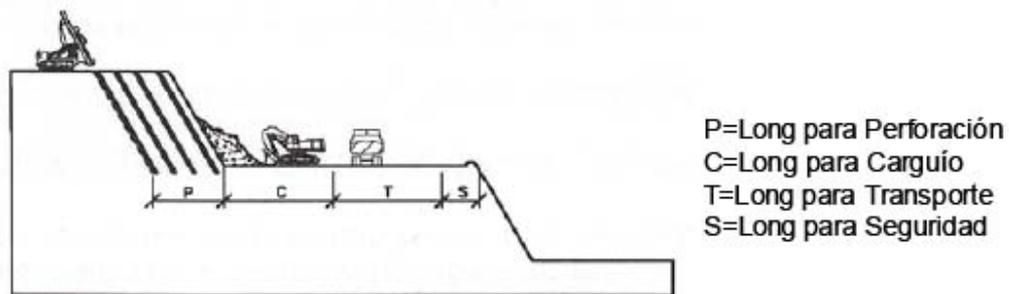


Ilustración 4.12: Consideraciones geométricas para la elección del ancho mínimo de minado

Fuente: Hustrulid & Kutcha: Open Pit Mine Planning and Design, 1995

iv) Bermas

Las bermas se utilizan como áreas de protección, al detener y almacenar los materiales que puedan desprenderse de los frentes de los bancos superiores. Y también como plataformas de acceso o, incluso transporte, en el talud de una excavación.



Ilustración 4.13: Consideraciones geométricas para el diseño de los bancos

Fuente: Hustrulid & Kutcha: Open Pit Mine Planning and Design, 1995

Con las variables anteriormente descritas -y tomando como Plantilla de Referencia Maestra al cono obtenido por Lerchs & Grossmann- se realizó un diseño de tajo a partir del cual se elaboró el respectivo Inventario Detallado de Reservas Minables.

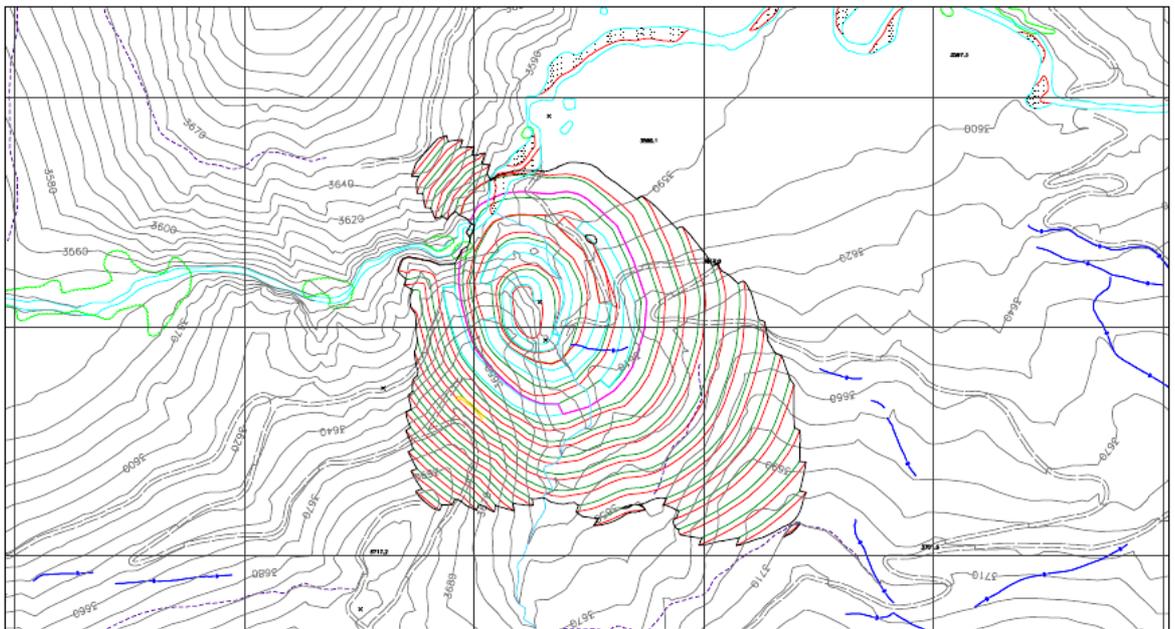


Ilustración 4.14: Vista en planta del Tajo diseñado a partir de los resultados del optimizador

4.4.2. Inventario de Reservas.

Con estas variables se diseñó un Pit Base, cuyo Inventario Detallado de Reservas se muestra a continuación:

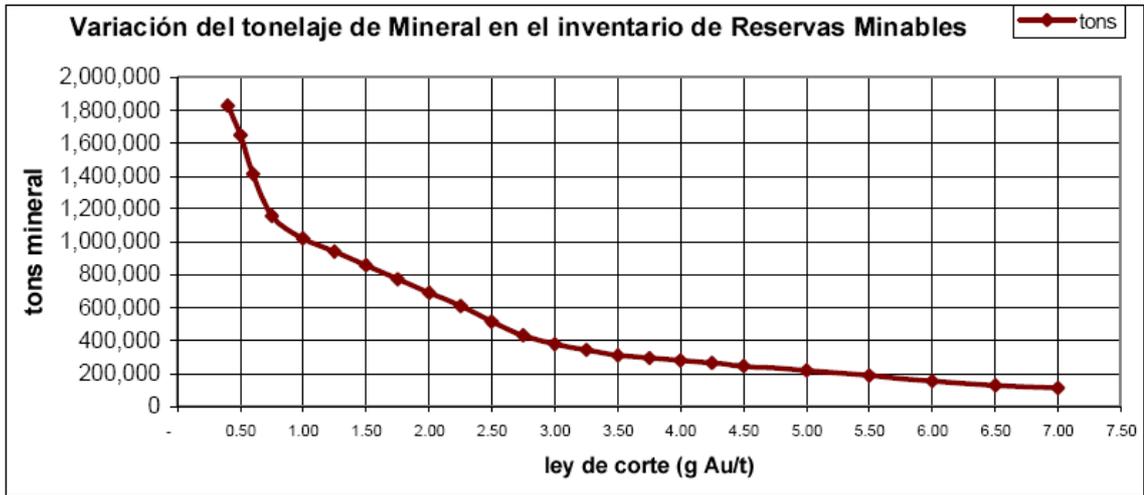


Ilustración 4.15: Variación del tonelaje inventariado para una ley mínima de Au

Esta gráfica muestra el tonelaje de mineral recuperable existente (eje Y) con respecto a una determinada ley, del mismo modo se muestra la ley promedio correspondiente que muestran la distribución de la calidad de mineral para un determinado tajo.

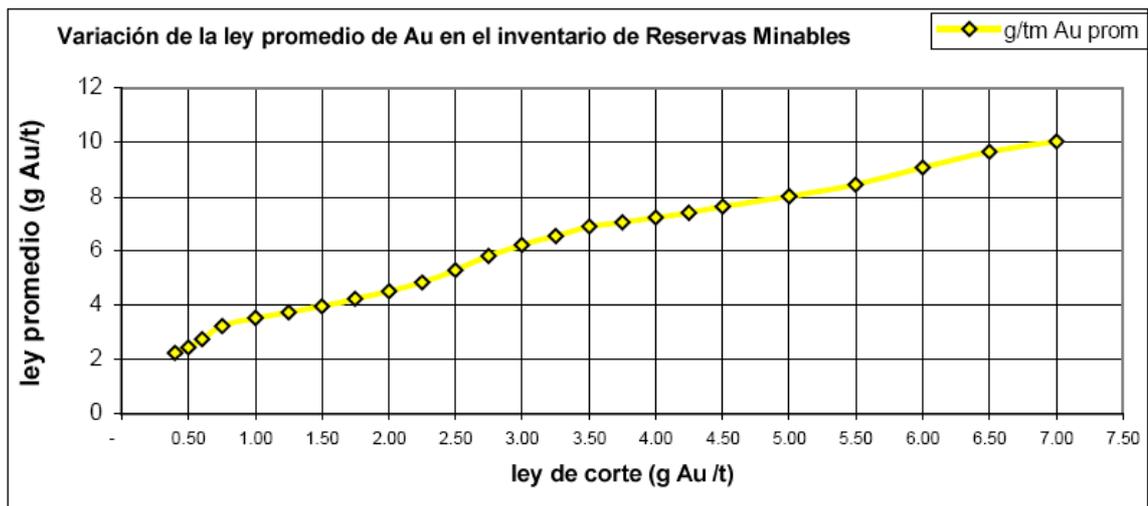


Ilustración 4.16: Variación de la ley promedio con respecto al incremento de la Ley de Corte

Esta gráfica representa la evolución de la ley promedio (eje Y) con respecto a una ley de corte determinada (eje X).

Por ejemplo: para una ley de corte de 3 g Au/t tenemos:

- . 378,000 toneladas de mineral
- Ley promedio de 6.2 g Au/t

Para una ley de corte de 2 g Au/t tenemos:

- . 691,000 toneladas de mineral
- . ley promedio de 4.5 g Au/t

Los resultados obtenidos luego de haber realizado el diseño del tajo se muestran en la Tabla 4.3.

Tabla 4.3: Resultados finales del tajo luego de ser diseñado

Ley de Corte	Mineral (tonsx10 ³)	Desmonte (tonsx10 ³)	Stripping Ratio	Onzas Au	Ley Prom g/t Au	Flujo Caja Neto (US\$ x10 ³)
0.418	1,940	5,090	2.62	136,500	2.18	18,315

4.5. Secuencia de Minado.

El algoritmo de programación descrito en la parte teórica fue desarrollado como parte de un software de planeamiento de minado llamado L-TOPS (Long-Term Open Pit Scheduler), cuya versión comercial se halla integrada al paquete NPV-Scheduler.

4.5.1. Desarrollo de alternativas.

La elección de la alternativa de Secuencia de Minado se realizará entre dos alternativas

- i. Alternativa I: Minado del tajo sin fases intermedias (bancos completos), fijando como única restricción el tonelaje de mineral

solicitado por planta.

- ii. Alternativa II: Generación de *pushbacks* para permitirle al Secuenciador ajustar los resultados operativos a las restricciones que se establezcan.

La comparación entre ambas mostrará las deficiencias de la primera para poder manejar las restricciones planteadas originalmente como resultados esperados del Programa de Producción. El objetivo en todos los casos es maximizar el VPN a través de una adecuada extracción de los recursos inventariados.

4.5.2. Generación de Pushbacks.

Los *pushbacks* o fases operativas son agrupaciones de las fases anidadas generadas con el algoritmo de Lerchs-Grossmann mediante parametrización en el cálculo del valor de los bloques del modelo (bloques de mineral). La elección final del tamaño del *pushback* obedece a dos factores fundamentales:

- ✓ Limite inferior de minado para la primera fase, debido a que el tajo profundizará por debajo del Río El Suro que es colindante. Entonces se define la profundidad del primer *pushback* como la cota del Río El Suro.
- ✓ Evolución de la relación (Utilidad Neta/Tonelaje Minado) en las fases generadas por parametrización, el objetivo es contar con aquella que brinde la mayor utilidad con el menor movimiento de tierras.

4.5.3. Las Restricciones.

- i. Tasa de producción: Puede ser definida en términos de mineral extraído, metal producido, o minado total. En nuestro caso se ha

establecido el tonelaje de roca total minado mensual de 290,000 tm en base a la capacidad proyectada de pala de 550 tm/hr

- ii. Financiero: Se refiere al resultado financiero neto esperado en cada mes, luego de considerar los ingresos por producción del metal y descontando todos los costos involucrados en el proceso productivo. La tasa de descuento utilizada es de 10% anual.
- iii. Tasa de mineral: Se refiere a la cantidad de mineral que se puede trasladar al *pad*, esta restricción está dominada por el área disponible de riego asumiendo un período de riego de 45 días por área entregada a planta. En esta restricción se asumirá la disponibilidad permanente de nuevas áreas de riego, entonces, la restricción de mineral llevado al *pad* estará regido por el caudal de riego dimensionado en las instalaciones de bombeo y el circuito ADR. Por lo tanto, se procurará una tasa constante. El *Stripping Ratio (SR)* se encuentra manejado implícitamente al haber fijado el tonelaje de minado total y el requerimiento mínimo de mineral al *pad* de lixiviación.

4.5.4. Resultados obtenidos con la Alternativa I.

Tal y como se previó, los resultados no pudieron cumplir con todas las restricciones planteadas originalmente, el resultado en VPN fue de US\$ 16,114,570. Los indicadores de producción se muestran a continuación.

En la Ilustración 4.17 se muestra la evolución del Flujo de Caja mensual, el mismo que no permitiría disponer de liquidez en los primeros meses para poder afrontar obligaciones financieras - las pérdidas operativas acumuladas se revertirían recién en el tercer mes-. Este comportamiento impacta de manera negativa en el VPN pues expone a los resultados mensuales positivos a un mayor descuento.

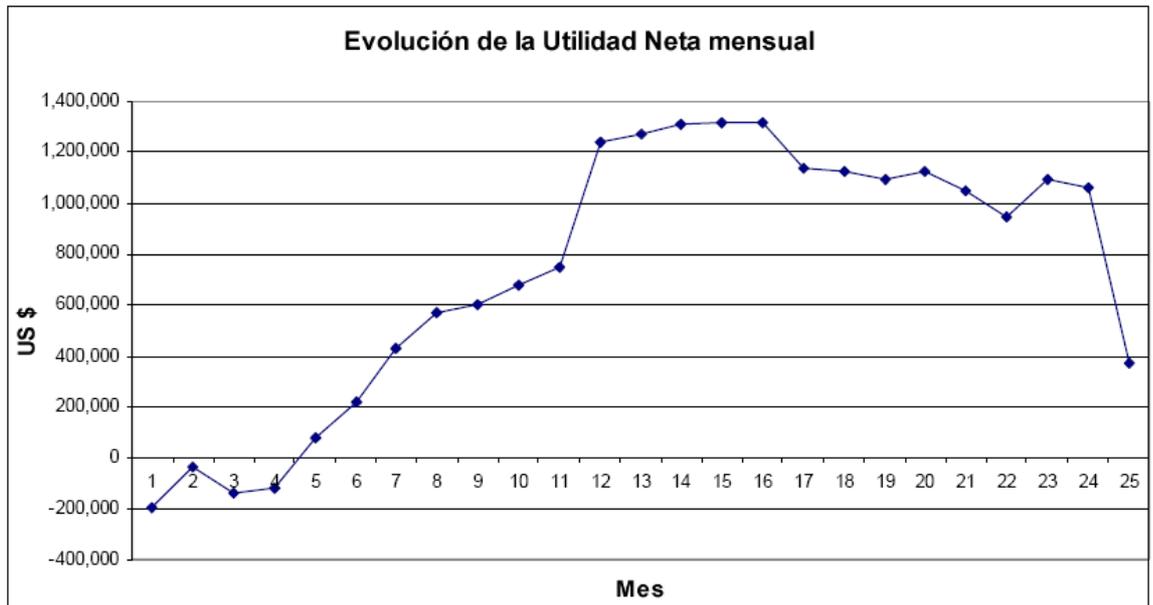


Ilustración 4.17: Evolución de la utilidad operativa neta mensual considerando solo un *pushback*

Asimismo, los resultados en el proceso específico de minado reflejan que debido a la limitación de contar con sólo una fase de minado no se pudo encontrar suficientes combinaciones para reducir el tonelaje de desmote a minar en los primeros meses, obligando de esta manera al Secuenciador a realizar un desbroce alto que se eleva a un S.R. alrededor de 8 por consiguiente, tonelajes de mineral al *Pad* por debajo de los 40,000 tm mensuales.

Adicionalmente, el comportamiento proyectado de las leyes de Au muestran un comportamiento errático que ocasionará dificultades en el proceso de recuperación metalúrgica y, tal y como se apreció en las conclusiones del Cap 4.3.3, representa el segundo factor sensible a la economía del depósito, por tanto, manejos inadecuados en este punto traerán consecuencias negativas. Ver Ilustración 4.19.

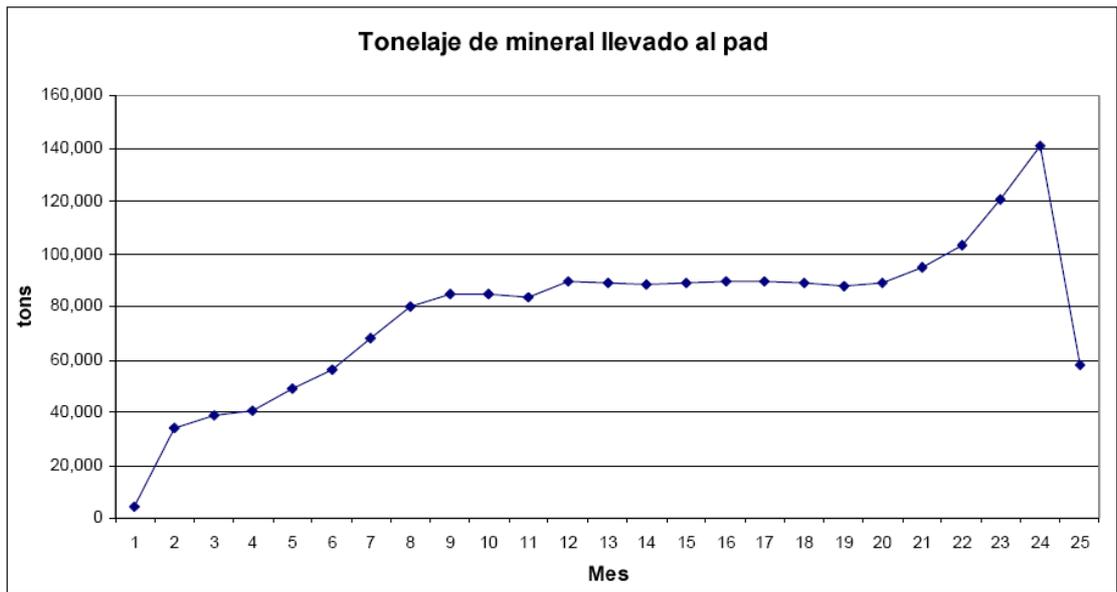


Ilustración 4.18: Evolución del tonelaje de mineral llevado al pad considerando solo un *pushback*

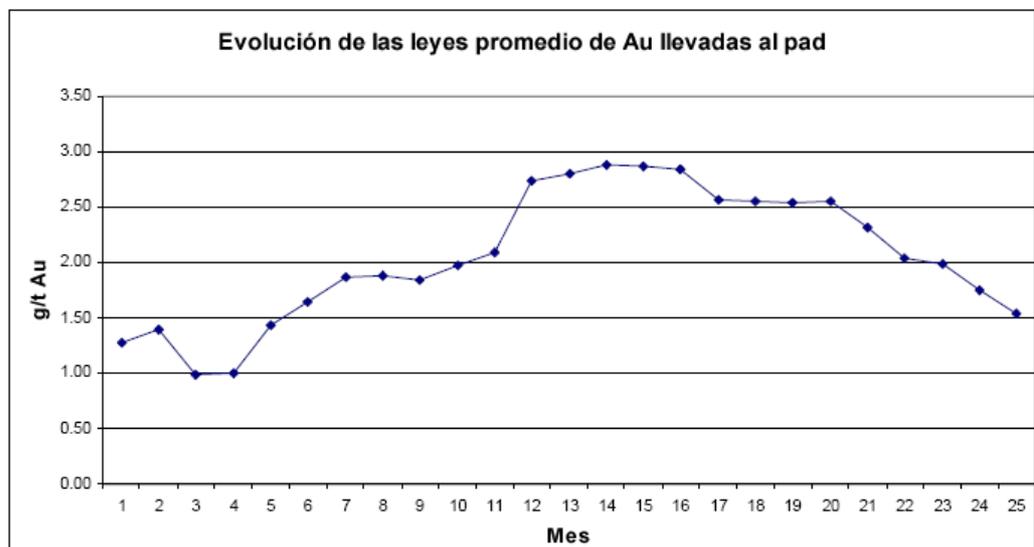


Ilustración 4.19: Evolución de las leyes promedio de Au llevadas al pad considerando sólo un *pushback*

4.5.5. Resultados obtenidos con la Alternativa II.

Para la elección del límite intermedio de minado (primer *pushback*) se consideró el tamaño del primero en términos de tonelaje de

mineral, y a partir de los cuales se obtuvo la relación Utilidad/TonelajeTotal, con el cual se aprecia la evolución de la utilidad obtenida por unidad de roca movida para el primer *pushbacks*. Ver Tabla 3.4.

Como restricción adicional se estableció la base del primer *pushbacks* en la cota 3578, pues es aquel piso de talud final más próximo a la cota del Rio El Suro, que se considera como restricción operativa para la profundización del minado en el primer pushback.

Tabla 4.4: Evolución del tamaño del primer *pushback* y la operatividad para su manejo

fijado	ton ore	ton waste	profit	profit/tons	
250,000	257,958	30,834	5,997,564	20.77	primer pushback muy pequeño (inoperativo)
300,000	328,131	37,508	7,240,788	19.80	primer pushback muy pequeño todavía
350,000	360,531	67,435	8,256,874	19.29	ligeramente mas operativo, problemas con accesos
400,000	415,611	82,129	9,170,521	18.42	ms operativo que el anterior
450,000	451,062	117,752	9,774,890	17.18	mucho mejor
500,000	529,589	164,851	10,206,018	14.70	muestra distorsiones al oeste
550,000	627,394	253,762	10,724,156	12.17	muestra mas distorsiones al oeste
600,000	669,319	311,342	11,045,664	11.26	mucha distorsion
650,000	868,833	580,536	11,707,971	8.08	mucha distorsion
700,000	895,293	636,112	11,935,978	7.79	segundo pushback demasiado pequeño

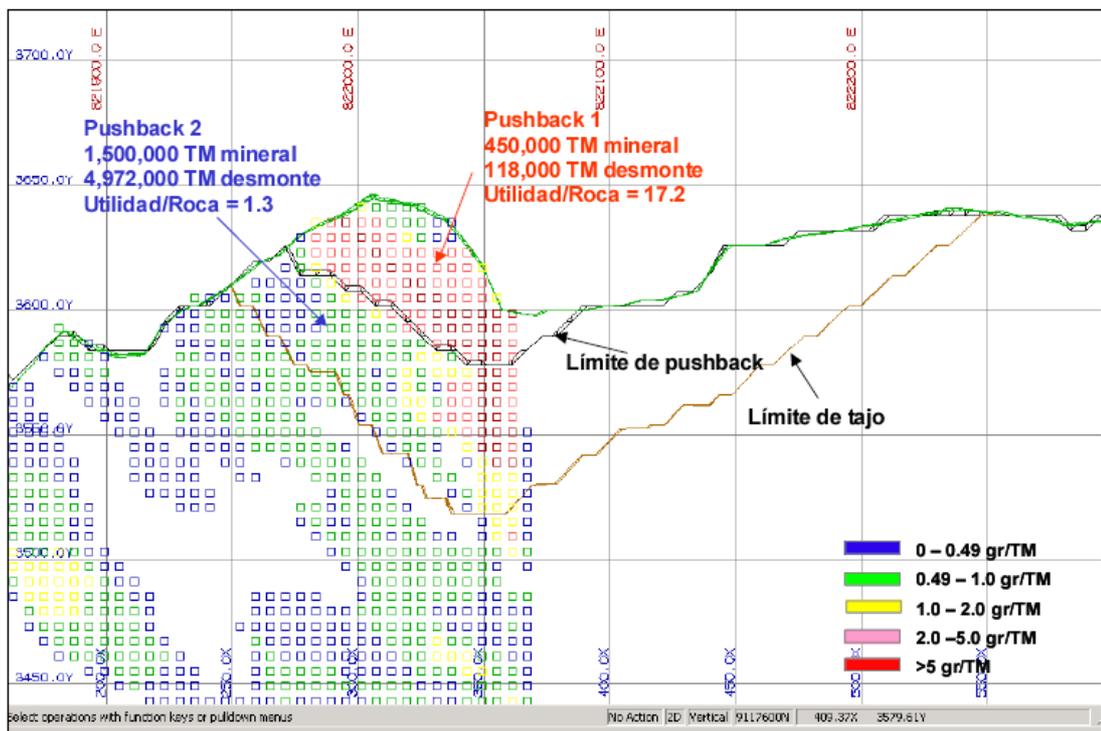


Ilustración 4.20: Sección 9,117, 600 – donde se aprecian los dos pushbacks con los que se guiará la Secuencia de Minado

En la Ilustración 4.21 se esquematiza la relación entre los dos primeros *pushbacks* (tonelaje de mineral) y la relación Utilidad/Roca Minada, así como el modelo de bloques con sus respectivas leyes en escala de colores. Se puede apreciar que al este (cruzando la Falla Alumbre) no hay leyes pues el material no ha sido receptivo para mineralización.

Posteriormente se procedió a definir tanto las restricciones que le permitirán al Secuenciador realizar su búsqueda así como el rango de valores en los que se puedan obtener resultados operativos siempre con el objetivo de obtener el mayor VPN.

De esta manera se establecieron las siguientes restricciones

- Capacidad máxima de minado: 290,000 tm-roca/mes
- Utilidad neta esperada: 750,000 \$/mes
- Tasa de salida de mineral: 70,000 tm/mes

Los resultados muestran que la evolución de la utilidad operativa mensual arroja un VPN de US\$ 16,490,080, con lo que se obtiene una diferencia del 2.33% sobre la Alternativa I (+US\$ 375,510).

Otros resultados de la Secuencia de Minado muestran resultados financieros netos mensuales uniformes alrededor de los US\$ 650,000 (Ilustración 4.21), flujos de tonelaje de mineral llevados al ___ uniformes y cercanos a los 70,000 tm/mes (Ilustración 4.22), y variaciones de la ley del mineral llevada al ___ de 0.26 g/ton/mes en promedio (Ilustración 4.23).

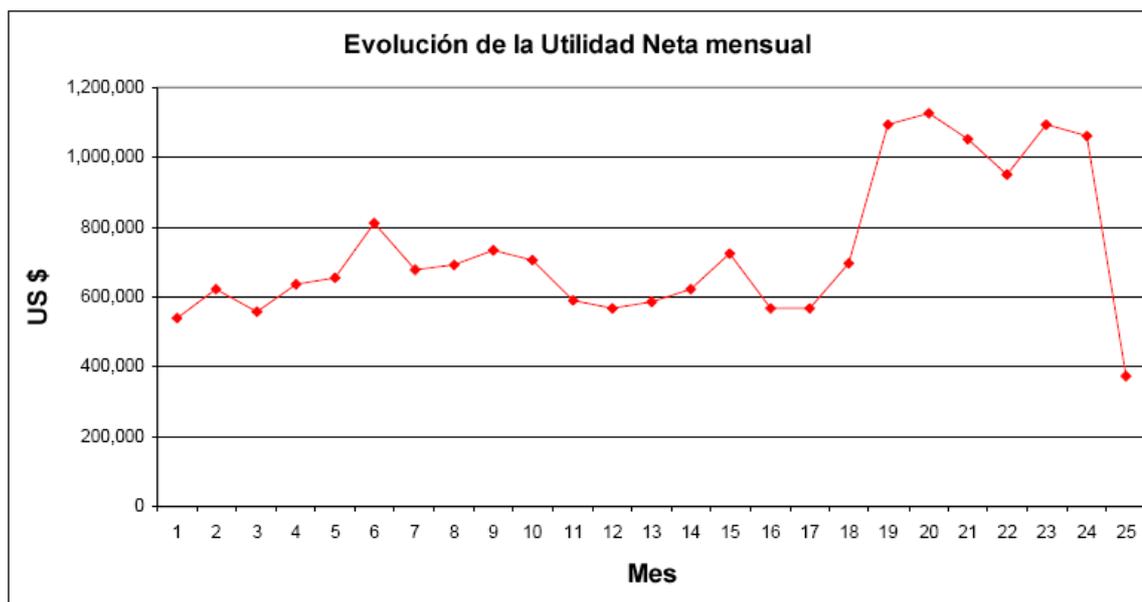


Ilustración 4.21: Evolución de la utilidad operativa neta mensual considerando dos *pushbacks*

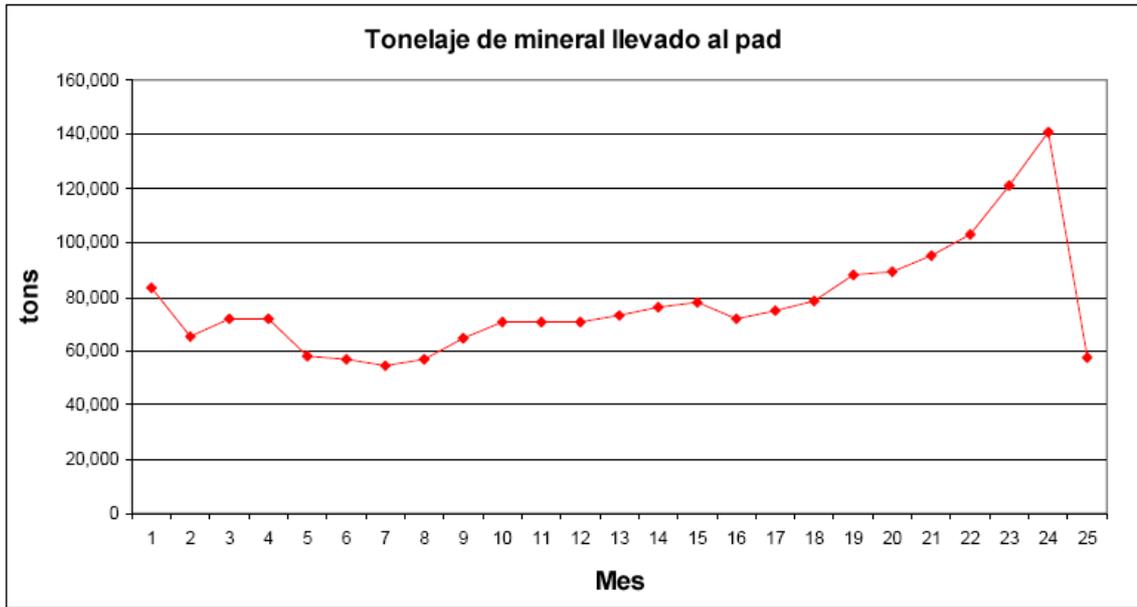


Ilustración 4.22: Evolución del tonelaje de mineral mensual considerando dos *pushbacks*

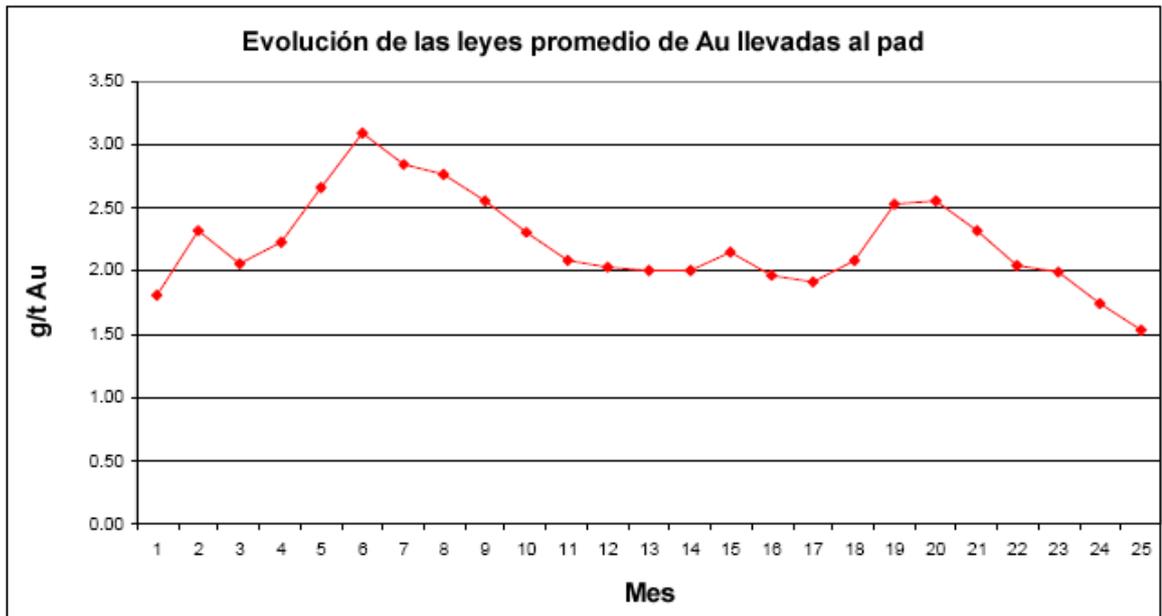


Ilustración 4.23: Evolución de las leyes promedio de Au llevadas al pad considerando dos *pushbacks*

Asimismo se muestra la evolución de la topografía cada 6 meses:

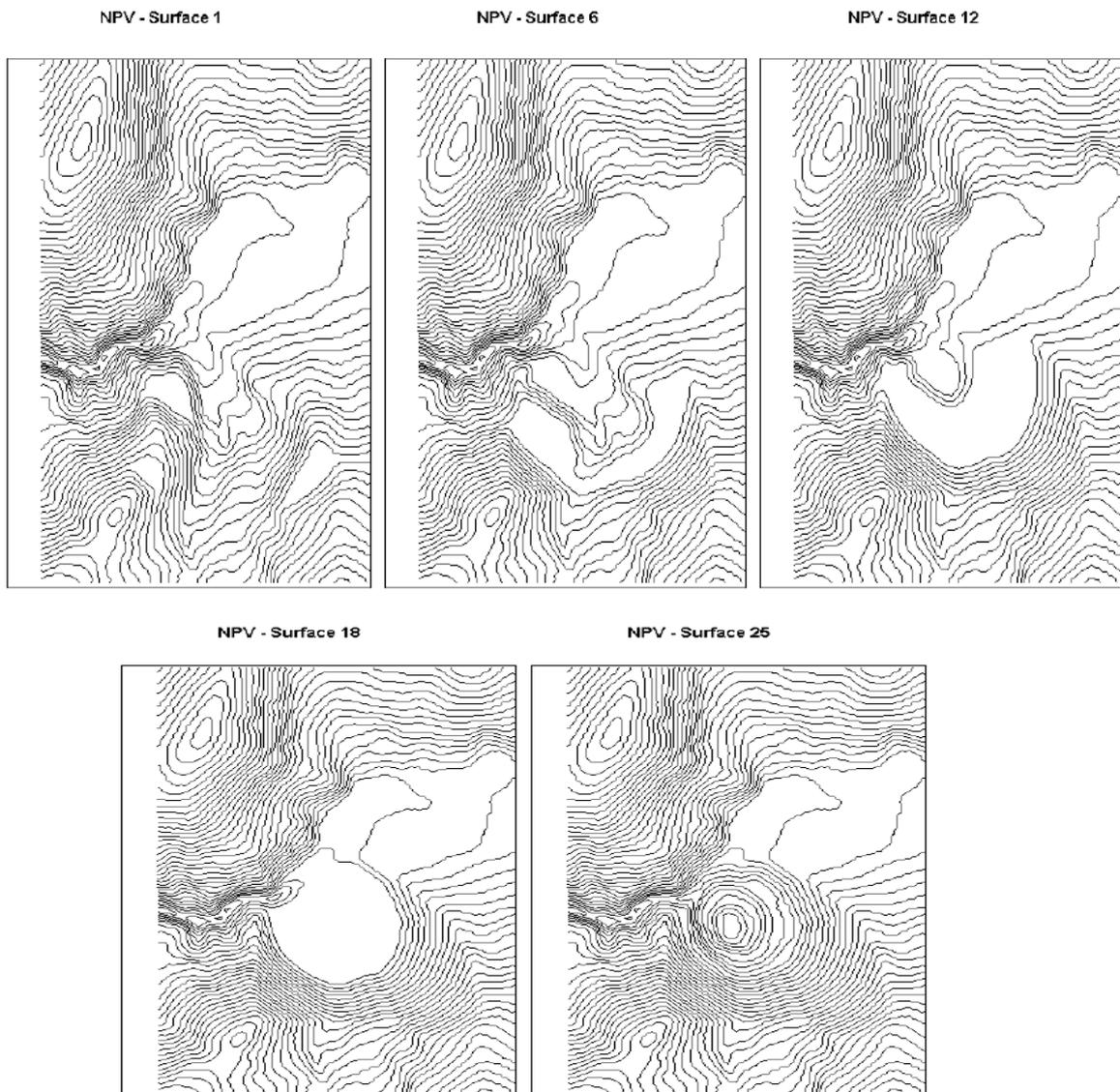


Ilustración 4.24: Evolución de la topografía con el minado considerando dos *pushbacks*

4.6. Trabajos para el futuro.

- a) La relación cíclica que se forma entre los problemas de diseño de mina y programación de la producción puede ser vencidos aplicando una perspectiva diferente. En lugar de considerar dos problemas aislados, los trabajos deberían estar dirigidos hacia el desarrollo de técnicas que sean capaces de derivar secuencias de extracción y prácticos diseños de conos incrementales concurrentemente. Sólo entonces será posible optimizar

verdaderamente el desarrollo de la mina.

- b) El uso de herramientas de programación dinámica no termina con el planteamiento de la secuencia de minado, sino que se extiende a la elaboración del programa de leyes de corte variables en el tiempo con el objetivo de maximizar el VPN. La conclusión de un trabajo de optimización de leyes de corte es que la decisión sobre sus valores no puede ser tomada por la aplicación de una simple fórmula de costos, sino que se deben considerar aspectos de capacidad de minado, planta, capital y la distribución del mineral en el depósito.

- c) Debido a que este proceso ha sido efectuado con información previa a la explotación del depósito, se espera que a medida que se avance el minado se actualizarán no sólo la información base para establecer los criterios de los dominios de estimación (mapeo litología) y asignación de leyes (taladros de perforación), sino también se podrán tener registrados los costos, precios, recuperaciones, etc relacionados cada bloque minado. La pregunta es, ¿Cómo se pueden llevar estos tres escenarios de la mano durante el desarrollo del minado (interpretación previa, ingreso de nueva información y reevaluación del recurso)? La sugerencia que respondería esta interrogante sería el desarrollo de un ERP⁹, que permita conciliar en tiempo real el manejo operativo del recurso a lo largo de todos los procesos de transformación de valor monitoreando permanentemente los KPI¹⁰ de cada proceso y sub-proceso.

5.0 CAPITULO 5

5.1. Conclusiones

- a) El desarrollo de la propuesta, se centró, no sólo con el problema de diseño - programación y definiciones económicas resueltas en el Capítulo 4.1, sino también en consideraciones importantes para calificar a una propuesta de Secuencia de Minado para que pueda satisfacer aspectos

operativos propios de la explotación de cada depósito, por ejemplo, en una operación de sulfuros, debería considerarse como restricción dominante el tonelaje de mineral llevado a molienda; en una operación con equipos propios sería el factor tonelaje/kph el que permitiría una mejor utilización de los equipos de acarreo. En nuestro caso, las limitaciones de espacio para carguío, y el tamaño propio del tajo llevan a tomar decisiones más restrictivas en cuanto al número de *pushbacks* de los que se pueda disponer, por consiguiente se utilizó como restricción dominante el tonelaje total minado (mineral+desmonte).

- b) El método tradicional para realizar Secuencias de Minado en un caso como el de este estudio podrían haber ocasionado “pérdidas” del orden de US\$ 375,000, así como dificultades para poder manejar las restricciones operativas planteadas inicialmente. En tal sentido, el método sugiere en primer lugar plantear cuáles van a ser las restricciones, y luego realizar la labor de ensayo-error para la determinación adecuada de sus valores que puedan generar resultados aceptables, que es como se elaboró la Alternativa II.
- c) Está claro que el problema de diseño-programación de mina ha sido resuelto satisfactoriamente en un aspecto mediante el uso de técnicas de determinación del Tajo Final como base para el análisis. Tal y como se ha formulado actualmente el problema, los requerimientos para producir una secuencia de extracción para el Tajo Final causan una relación cíclica a ser formada entre el Tajo Final y la Secuencia de Minado.
- d) Entre todos los procesos identificados para la generación de la secuencia de minado - llámense interpretación geológica, toma de muestras, estimación de recursos, cálculo de frontera de reservas, diseño de tajo, secuencia de extracción- se definen “pérdidas” en la transición de cada una de ellas. En este estudio, se identificó la pérdida más crítica aquella resultante de la transición entre la frontera de reservas (Lerchs-

Grossmann) y el Diseño del Tajo, que arrojó una reducción del flujo de caja neto no descontado de 8.2%, que representa US\$ 1,650,000 netos de utilidad proveniente de la explotación del recurso “perdidos” por una mala aproximación del diseño del tajo con respecto a los límites resultantes de la optimización inicial. Como conclusión se reitera la afirmación de que el proceso de cálculo de reservas en minería superficial no tiene como objetivo la maximización del tonelaje de mineral, sino la maximización del flujo de caja resultante de la explotación del yacimiento. Se aplica algo similar en minería subterránea.

- e) La búsqueda de una solución puede ser vista como un proceso iterativo, en algún caso será necesario buscar redefinir los *pushbacks* para obtener una mejor distribución de mineral y desmonte.
- f) La manera en la que se secuencie la extracción del mineral y desmonte tendrán impacto en el VPN, la postergación del desbroce del desmonte y la búsqueda del material de mayores leyes delimitados por los tajos anidados interiores proveerán un repago de inversiones más rápido.
- g) El resultado con Programación Dinámica nos muestra escenarios mas realistas, debido a sus facilidades de utilizar los recursos, de forma optima etapa a etapa en función al tiempo.
- h) La secuencia de extracción obtenida nos proporciona la aproximación más cercana a lo realizado en un 2% de mas.
- i) Mediante la programación dinámica se logro maximizar la vida de la mina

6.0 CAPITULO 6

6.1. Recomendaciones

1. Realizar un estudio de estructura de capital y el costo de capital de la empresa.
2. Realizar un estudio de riesgo geológico, considerando que “La incertidumbre es radicalmente distinta al riesgo... Un riesgo es una incertidumbre medible.
3. Se debe considerar las decisiones de Inversión y Financiamiento, en el sentido en que activos debe invertir la empresa y como se conseguirán los fondos para las inversiones.
4. Realizar un estudio de a detalle de las recuperaciones metalúrgicas de acuerdo a dominio litológico.

7.0 CAPITULO 7

7.1. Referencia Bibliográfica

- Alva, C. 1999, “La Virgen Geological Report”, Cambior, 1999
- Bolsa de Valores de Lima, “Código de Estándares de Reporte para informar sobre Recursos Minerales y Reservas de Mena”, BVL Venture Exchange, 2003
- Cambior, 1999, “La Virgen resource calculation”, documento interno Cambior, 1999
- Hartman, H., 1998, “SME Mining Engineering Handbook”, SME, 1998.
- Hustrulid, W. & Kutcha, M., 1995, “Open pit mine planning and design”, Balkema, 1995.
- Kennedy, B.A., 1990, “Surface Mining, 2nd Ed”, SME, 1990
- Lane, K.F., 1964, “Choosing the optimum cutoff grade”, Colorado School of Mines Quarterly, Vol. 59, 1964, pag 811-824.
- Lane, K.F., 1988, “The economic definition of ore – cutoff grades in theory and practice”, Mining Journal Books Limited, London, 1988.
- Lerchs, H., y Grossmann, I.F., 1965, “Optimum design of open pit mines” Instituto Canadiense de Minería, Boletín 58, Enero 1965, pag 47-54.
- Ramazan, S., 1996, “A new pushback design algorithm in open pit mining” Tesis de M.Sc., Departamento de Ingenieria de Minas, Colorado School of Mines, Golden, Colorado.
- Ristorcelli, S. & Prenn, N., 2001, “Due Dilligence of La Virgen property – La Libertad, Peru”, Mine Development Associates, Setiembre, 2001.
- Ristorcelli, S.J., Prenn, N.B., 1994, “The use and misuse of geology in computer generated resource estimations: some case histories”, SME Annual Meeting, Albuquerque, New Mexico, 1994.
- T-MATRIX SAC, 2002, “Perfil del Proyecto La Virgen en base al Due Dilligence”, Lima, 2002
- Tenorio, V., 1995, “Diseño de una mina a cielo abierto utilizando técnicas de modelaje por computadora”, PUCP, 1995

- Tolwinski, B. & Underwood, R., 1996, “A scheduling algorithm for open pit mines”, IMA Journal of Mathematics Applied in Bussiness & Industry, 1996, Vol 7, No. 3, pag 247-270.
- Tolwinski, B. & Underwood, R., 1992, “An algorithm to estimate the optimal evolution of an open pit mine”, 23er APCOM, Tucson, Arizona, Abril 1992.
- Tolwinski, B. & Underwood, R., 1996, “Scheduling production for open pit mines”, IMA Journal of Mathematics Applied in Bussiness & Industry, 1996, Vol 7, No. 3, pag 651-662.
- Thomas, G.S., 1996, “Pit optimisation and mine production scheduling – the way ahead”, 26to APCOM, Littleton, Colorado, 1996
- Van Zyl, Hutchinson, Kiel, 1988, “Introduction to Evaluation, Design and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects”
- Wharton, Ch., 2000, “Add value to your mine through improved long term scheduling”, Conferencia de Planeamiento Estratégico de Minado de Whittle, Agosto, 2000.
- Whittle, J., 1988, “Beyond optimization in open pit design”, Primera Conferencia Canadiense de aplicación de computadoras en la industria minera.
- Maxera Bedon, Carlos Omar, Aplicación de la simulación para la optimización del acarreo de mineral.
- Taha Hamdy A., Investigación de Operaciones.

8.0 CAPITULO 8

8.1. Apéndices

Lista de Ilustraciones

Ilustración 2.1: Ubicación y acceso al Proyecto La Virgen.....	17
Ilustración 2.2: Diagrama Esquemático del Flujo de Trabajo en una Mina de oro Diseminado	20
Ilustración 2.3: Mineralización Au-Cu en relación con la secuencia sedimentaria en la región Cajabamba-Huamachuco-Angamarca.....	25
Ilustración 2.4: Geología Superficial de la Zona La Virgen y Ubicación de las Principales Fallas	26
Ilustración 2.5: Ubicación de Sondajes de Exploración	27
Ilustración 2.6: Ubicación de las Secciones Litológicas Verticales. (a) E-W cada 25 metros y (b) N-S también cada 25 metros.	28
Ilustración 2.7: Sección Litológica 9,117,625 N	29
Ilustración 2.8: Plano Geológico de la Zona Suro Sur	30
Ilustración 2.9: Relación entre Recursos y Reservas	32
Ilustración 2.10: Vista Esquemática de un Modelo de Bloques	33
Ilustración 2.11: Bloque Típico para el Modelamiento	34
Ilustración 2.12: Ubicación de las Secciones Verticales donde se realizaron los Dominios de Estimación.....	37
Ilustración 2.13: (a) Sección litológica mirando al Norte.....	38
Ilustración 2.14: (b) Sección de Dominios de Estimación mirando al Norte	39
Ilustración 2.15: Bloque utilizado para la Asignación de leyes.....	40
Ilustración 2.16: Elipsoides de Búsqueda utilizados	41
Ilustración 2.18: Curva Tonelaje – Ley de Corte de la Estimación de Recursos	43
Ilustración 2.19: Sección presentando el Modelo de Bloques y rangos de leyes	44
Ilustración 3.1: estructura básica para la programación dinámica Determinística	48
Fuente: Taha Hamdy A., Investigación de Operaciones.	48

Ilustración 3.2: estructura básica para la programación dinámica probabilística	50
Fuente: Taha Hamdy A., Investigación de Operaciones.	50
Ilustración 3.3: estructura básica para la formulación general de un problema de programación dinámica (programación de producción).....	51
Fuente: Taha Hamdy A., Investigación de Operaciones.	51
Fuente: Taha Hamdy A., Investigación de Operaciones.	52
Ilustración 3.4: Algoritmo de Lerchs-Grossmann 3D, obtención del cierre del grafico	62
Ilustración 3.5: Serie de Conos Anidados – Parametrización de Lerchs - Grossmann	63
Ilustración 3.6: Sección transversal de Tajo Final y <i>Pushback</i> respectivo.....	69
Ilustración 4.1: Naturaleza Cíclica del proceso Diseño – Programación de Minado.	78
Ilustración 4.3: Asignación de costos por proceso en la industria minera.....	81
Ilustración 4.4: Diagrama de Causa – Efecto del Análisis Económico involucrado en el calculo de Reservas.....	83
Ilustración 4.5: Asignación de valores al Modelo de Bloques Económico.	84
Ilustración 4.6: Sensibilidad de las Reservas con respecto a la variación del Precio del Au.....	91
Ilustración 4.7: Sensibilidad de las Reservas con respecto a la variación del Costo de Mina.....	92
Ilustración 4.8: Sensibilidad de las Reservas con respecto a la variación del Costo de Planta y GA & G.....	93
Ilustración 4.9: Sensibilidad de las Reservas con respecto a la variación de los Ángulos de Talud.....	93
Ilustración 4.10: Sensibilidad de la Utilidad Operativa total del Proyecto.....	95
Ilustración 4.11: Sección mostrando la evolución de los Tajos Resultantes de la Optimización del Tajo con diferentes precios de Au.....	96
Ilustración 4.12: Consideraciones geométricas para la elección del ancho mínimo de minado	97
Ilustración 4.13: Consideraciones geométricas para el diseño de los bancos.....	98

Ilustración 4.14: Vista en planta del Tajo diseñado a partir de los resultados del optimizador	98
Ilustración 4.15: Variación del tonelaje inventariado para una ley mínima de Au ...	99
Ilustración 4.16: Variación de la ley promedio con respecto al incremento de la Ley de Corte.....	99
Ilustración 4.17: Evolución de la utilidad operativa neta mensual considerando solo un <i>pushback</i>	103
Ilustración 4.18: Evolución del tonelaje de mineral llevado al pad considerando solo un <i>pushback</i>	104
Ilustración 4.19: Evolución de las leyes promedio de Au llevadas al pad considerando sólo un <i>pushback</i>	104
Ilustración 4.20: Sección 9,117, 600 – donde se aprecian los dos <i>pushbacks</i> con los que se guiara la Secuencia de Minado	106
Ilustración 4.21: Evolución de la utilidad operativa neta mensual considerando dos <i>pushbacks</i>	107
Ilustración 4.22: Evolución del tonelaje de mineral mensual considerando dos <i>pushbacks</i>	108
Ilustración 4.23: Evolución de las leyes promedio de Au llevadas al pad considerando dos <i>pushbacks</i>	108
Ilustración 4.24: Evolución de la topografía con el minado considerando dos <i>pushbacks</i>	109

Lista de Tablas

Tabla 2.1: Inventario total de taladros perforados por las dos campañas de exploraciones	26
Tabla 2.2: Relación completa de los sondajes realizados por GITENNES y CAMBIOR en la Zona Suro Sur.....	35
Tabla 2.3: Resumen de la totalidad de sondajes hechos por GITENNES y CAMBIOR que son considerados para la Estimación de Recursos en Suro Sur	36
Tabla 2.4: Parámetros Geoestadísticos utilizados para la Asignación de leyes.....	40
Tabla 2.5: Inventario de Recursos medidos e Indicados de la Zona Suro Sur	43
Tabla 4.1: Parámetros económicos estimados utilizados para el cálculo de reservas	85
Tabla 4.2: Resultados de la optimización con parámetros de Línea Base	88
Tabla 4.3: Resultados finales del tajo luego de ser diseñado.....	100
Tabla 4.4: Evolución del tamaño del primer <i>pushback</i> y la operatividad para su manejo.....	105