

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

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



**TESIS**

**“APLICACIÓN DE LA FILOSOFIA DE LA SECCION CERO PARA  
DETERMINAR LOS LÍMITES FINALES DE UN PIT”**

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR  
WILLIAMS ELIO HINOSTROZA RIOS**

**ASESOR  
Mg. Ing. EDER LEÓN SALAZAR DULANTO**

**LIMA – PERÚ**

**2022**

## **DEDICATORIA**

Este trabajo se lo dedico a mis padres Ofelia (+) y Ambrocio por su apoyo incondicional y por creer en mí. A mis hermanos Jhon, Natalia y Rivelino y finalmente a mi esposa e hija Rocío, por ser los motores que impulsan mi camino.

## **AGRADECIMIENTO**

En primer lugar, quiero agradecer a Dios, por haberme dado la vida, mantenerme con salud y permitirme seguir avanzando en mi carrera profesional.

En segundo lugar, agradezco a la Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalurgia de la Universidad Nacional de Ingeniería representado por su Decano el Dr. Ing. Santiago Valverde Espinoza, a mis asesores Mba Ing. Eder Salazar Dulanto y Msc. Ing. José Corimanya Mauricio, a los profesores y a todo el personal administrativo por su apoyo en mi formación y la culminación con este trabajo de tesis.

## RESUMEN

Esta tesis se enmarca en la investigación científica aplicada o de campo que evalúa el desarrollo y explotación de los tajos abiertos, de una Compañía minera ubicada en el departamento de Ica, al sur de Perú. Cabe resaltar que la información publicada en esta tesis, específicamente en los resultados obtenidos no corresponde a la realidad de la mina-estudio.

La operación minera se desarrolla en cuatro minas, las cuales se seleccionaron aleatoriamente de una población de siete minas. Siendo la mina 2 y 4 operadas por la propia mina-estudio, y las minas 14 y 19 son operadas por contratistas; donde se debe analizar las fases de profundización dentro de un mismo tajo, surgiendo la incertidumbre si continuar explotando o no, porque quizás al explotarse el fondo del pit el desmonte puede ser mayor tonelaje que el mineral, es decir no habría una relación adecuada en el "stripping ratio" 2:1

En cuanto a las cuatro muestras se debe analizar la aplicación de la filosofía de la sección cero para determinar los límites económicos y finales de cada tajo, los cuales representan el fin de la explotación de un pit debido a que ya no representaría una actividad viable para la rentabilidad de la empresa. Sin embargo, en las minas 2 y 4 se hubiera aplicado la filosofía de la sección cero, solo se hubiese profundizado 381m dejándose de profundizar 111.25m que representa un 23%, y 394.41m dejándose de profundizar 131.37m que representa un 25%. Respecto a la profundización real de la mina 14 que fue de 368.20m y la mina 19 fue de 389.84m, esto se obtuvo aplicando la filosofía de la sección cero, reduciéndose un 11% (43.28m) y 20% (99.36m) respectivamente; esto permitió obtener un adecuado "striping ratio" tal como se muestra en las figuras 5.3 y 5.4.

**Palabras clave:** sección cero, relación de desmonte-mineral, límite final, tajos abiertos.

## **ABSTRACT**

This thesis is part of applied or field scientific research that evaluates the development and exploitation of open pits, of a mining company located in the department of Ica, in southern Peru. It should be noted that the information published in this thesis, specifically in the results obtained, does not correspond to the real mine.

The mining operation takes place in four mines, which were randomly selected from a population of seven mines. Mine 2 and 4 being operated by the mine-study itself, and mines 14 and 19 are operated by contractors; where the deepening phases within the same pit must be analyzed, raising the uncertainty whether to continue to exploit or not, because perhaps when the bottom of the pit is exploited, the waste can be greater tonnage than the mineral, that is, there would not be an adequate relationship in the 2: 1 stripping ratio

Regarding the four samples, the application of the zero-section philosophy must be analyzed to determine the economic and final limits of each pit, which represent the end of the exploitation of a pit because it would no longer represent a viable activity for the profitability of the company. However, in mines 2 and 4, the philosophy of section zero would have been applied, only 381m would have been deepened, stopping to deepen 111.25m, which represents 23%, and 394.41m, stopping to deepen 131.37m, which represents 25%. Regarding the actual deepening of mine 14, it was 368.20m and mine 19 was 389.84m, this was obtained by applying the philosophy of zero section, the reducing by 11% (43.28m) and 20% (99.36m) respectively; This made possible to obtain an adequate stripping ratio as shown in Figures 5.3 and 5.4.

**Keywords:** zero section, waste-mineral relationship, final limit, open pits

## INDICE

RESUMEN	
ABSTRACT	
CAPITULO I.....	14
INTRODUCCIÓN.....	14
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN .....	15
1.2. JUSTIFICACIÓN.....	19
1.3. OBJETIVOS DEL ESTUDIO.....	21
1.3.1. Objetivo General.....	21
1.3.2. Objetivos Específicos .....	21
1.4. HIPÓTESIS.....	21
1.4.1. Hipótesis General .....	21
1.4.2. Hipótesis Específicas.....	21
CAPITULO II.....	22
MARCO TEORICO Y CONCEPTUAL .....	22
2.1. MARCO TEÓRICO .....	22
2.1.1. Antecedentes de la investigación .....	22
2.2. MARCO CONCEPTUAL.....	33
2.2.1. Definición de variables .....	33
2.2.2. Operacionalización de variables.....	33
2.2.3. Métodos de optimización de lmites finales de pit .....	35

2.2.4. Macizo rochoso de la mina - estudio .....	47
2.2.5. Caracterización geomecánica .....	53
CAPITULO III .....	58
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....	58
3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN .....	59
3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN .....	59
3.3. MATERIAL DE ESTUDIO .....	62
3.3.1. Población .....	62
3.3.2. Muestra .....	63
3.4. TÉCNICAS, PROCEDIMIENTOS E INSTRUMENTOS .....	64
3.5. ESTRATEGIA PARA LA PRUEBA DE HIPÓTESIS .....	65
CAPITULO IV .....	66
CALCULOS Y APLICACIONES .....	66
4.1. CASOS - ESTUDIO .....	68
4.1.1. Pits con profundización convencional .....	71
4.1.2. Pits aplicando la filosofía de la sección cero .....	81
CAPITULO V .....	93
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....	93
5.1. ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS .....	93
5.1.1. Análisis de los Pit .....	93
5.2. ANÁLISIS DE CONTRASTE DE LA HIPÓTESIS .....	94

5.2.1. Contrastación de la hipótesis H1A.....	94
5.2.2. Contrastación de hipótesis H1B .....	99
5.3.1. Contrastación de hipótesis H1 .....	103
5.3. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	107
CONCLUSIONES .....	112
RECOMENDACIONES.....	114
BIBLIOGRAFÍA.....	116
ANEXOS	117

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1. Plano de tajos abiertos .....	18
Figura 2.1. Fuentes de incertidumbre .....	23
Figura 2.2. Hipotético cuerpo mineralizado de Cu .....	25
Figura 2.3. Diagrama de planeamiento de minado. ....	32
Figura 2.4. Corte Transversal del mineral con un sistema de bloques .....	34
Figura 2.5. Límite de profundidad y Límite de desmonte bajo el supuesto de extremo cónico .....	36
Figura 2.6. Diseño estructural del método del Lerchs y Grossman.....	37
Figura 2.7. Secciones transversales en intervalos regulares y perpendiculares al eje horizontal del mineral.....	38
Figura 2.8. Rango de desmonte para el tajo abierto .....	39
Figura 2.9. Rentabilidad del mineral .....	40
Figura 2.10. Mejora del Valor Actual Neto (VAN) en comparación con los métodos tradicionales.....	41
Figura 2.11. Topografía Computarizada de una mina.....	42
Figura 2.12. Geometría Básica de un banco .....	43
Figura 2.13. Proyección del bloque hacia el nivel superior .....	44
Figura 2.14. Variación en la topografía del cono.....	45
Figura 2.15. Variación en la topografía del cono.....	46
Figura 2.16. Minado del primer cono flotante.....	47
Figura 2.17. Muestra de mineral .....	48
Figura 2.18. Grava gruesa .....	49

Figura 2.19. Grano fino .....	50
Figura 2.20. Carguío de material fragmentado .....	51
Figura 2.21. Descarga de mineral en planta .....	52
Figura 2.22. Distribución del tipo de mineral por cada mina estudio.....	52
Figura 2.23. Perforación de banco.....	57
Figura 3.1. Proceso de la investigación científica .....	58
Figura 3.2. tipos y niveles de investigación.....	59
Figura 3.3. Diseño de la investigación .....	60
Figura 4.1. Carguío de mineral .....	67
Figura 4.2. Pala en operación .....	68
Figura 4.3. Perforadoras BE – 50R y 61R .....	69
Figura 4.4. Perforadora BE- 45R .....	70
Figura 4.5. Mina 2, profundidad económica y Límite de desmonte bajo el supuesto de “extremo cónico” .....	74
Figura 4.6. Plano de minado para el tajo 2, 3 y 4.....	75
Figura 4.7. Planta chancadora .....	76
Figura 4.8. Operación de acarreo .....	77
Figura 4.9. Mina 4, profundidad económica y Límite del desmonte bajo el supuesto de “extremo cónico” .....	81
Figura 4.10. Mina 14, profundidad económica y Límite del desmonte bajo el supuesto de “extremo cónico” .....	86
Figura 4.11. Mina 19, profundidad económica y Límite de desmonte bajo el supuesto de “extremo cónico” .....	91
Figura 4.12. Plano general de los tajos de la mina - estudio .....	92

Figura 5.1. Profundidad de las minas .....	107
Figura 5.2. Extracción de desmonte de las minas .....	108
Figura 5.3. S. R. de las minas 2 y 4 .....	108
Figura 5.4. S.R. de las minas 14 y 19 .....	109

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1. Dimensiones real y proyectada de las minas.....	15
Tabla 2.1. Valoración RMR Mina 2 .....	54
Tabla 2.2: Valoración RMR Mina 3 .....	55
Tabla 2.3: Valoración RMR Mina 4 .....	56
Tabla 4.1: Equipos mineros .....	69
Tabla 4.2: Distribución de equipos.....	70
Tabla 5.1: Desmonte sin la aplicación de la sección cero.....	95
Tabla 5.2: Desmonte con la aplicación de la sección cero .....	95
Tabla 5.3: S.R. sin la aplicación de la sección cero .....	99
Tabla 5.4: S.R. con la aplicación de la sección cero.....	99
Tabla 5.5: Profundidad sin la aplicación de la filosofía de la sección cero..	103
Tabla 5.6: Profundidad con la aplicación de la filosofía de la sección cero	103

## **CAPITULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

Este trabajo de investigación aplicada que se presenta en esta tesis y se desarrolla en una mina de hierro, explotada por el método de tajo abierto ubicado en departamento de Ica al sur de Perú, debido al ratio de producción en la explotación de esta operación minera pertenece a la escala de gran minería, lo cual implica que los profesionales a cargo de esta operación deben hacer un eficiente rendimiento y uso de los recursos, de tal manera alcanzar la producción del tonelaje planificado y no desabastecer la chancadora. Respecto al avance de minado en la etapa de desbroce del pit y sobre todo en las fases de profundización dentro de un mismo tajo surge la incertidumbre si continuar explotando o no, porque quizás al explotarse el fondo del pit el desbroce puede ser mayor tonelaje que el mineral, es decir no habría una relación adecuada en el "stripping ratio" 2:1. Entonces, en este contexto, se deben evaluar nuevas estrategias de minado con el fin de mantener la producción planificada, y por ende desabastecer la chancadora. Por otro lado, se ha

evaluado la estabilidad de los taludes de los bancos en condiciones actuales y las proyectadas de los tajos. La mina-estudio ha indicado que la operación de estas minas tiene proyectado alcanzar las dimensiones presentadas en la tabla siguiente.

Tabla 1.1. Dimensiones real y proyectada de las minas

Mina	Real				Proyectada			
	Largo (m)	Ancho (m)	Profund. (m)	Nivel inferior (msnm)	Largo (m)	Ancho (m)	Profund. (m)	Nivel inferior (msnm)
<b>2</b>	712	623	381	629	720	740	492	509
<b>4</b>	1100	854	394	533	1430	840	526	425
<b>14</b>	1306	790	368	562	1440	860	412	442
<b>19</b>	1421	331	390	605	1100	337	489	581

Fuente: Elaboración propia

## 1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

Este trabajo de investigación aplicada que se fomenta en esta tesis se desarrolla en una mina de hierro explotada por el método de tajo abierto ubicado en departamento de Ica al sur de Perú, debido al ratio de producción en la explotación de esta operación minera pertenece a la escala de gran minería, lo cual implica que los profesionales a cargo de esta operación deben exigirse un eficiente uso de los recursos y alcanzar la producción del tonelaje planificado y no desabastecer la chancadora. Respecto al avance de minado en la etapa de desbroce del pit y sobre todo en las fases de la profundización dentro de un mismo tajo surge la incertidumbre si continuar explotando o no, porque quizás al explotarse

el fondo del pit el desmonte puede ser mayor tonelaje que el mineral, es decir no habría una relación adecuada en el “stripping ratio” 2:1. Donde costaría más a la compañía minera explotar el mineral que está en el fondo del pit. Entonces, en este contexto, se deben evaluar nuevas estrategias de minado con el fin de mantener la producción planificada, y por ende no desabastecer la chancadora. Quizás una de estas estrategias sería el cambio del método de explotación, es decir de minería superficial a minería subterránea

Respecto a los principales minerales de hierro de esta mina-estudio son:

- Hematita:  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , de forma masiva, ligeramente porosa y con un color marrón rojizo mayormente dura.
- Martita:  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , con una variedad de hematita, masiva y dura, se presenta de color gris azulado.
- Limonita:  $\text{Fe}_2\text{O}_3, \text{H}_2\text{O}$ , tipo suave y amorfa, presenta un color amarillento, poco común.
- Magnetita:  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , de forma masiva y criptocristalina, algunas veces existen cristales de regular tamaño, de suave a muy dura, presenta un color negro, es el mineral más abundante en esta zona.

En cuanto al material se agrupa de la siguiente manera:

- Mineral Primario: FG, CG y Refractario (especial)
- Baja ley Primario: FG, CG y Refractario

- Mineral TO/Ox: Oxido y transicional
- Baja Ley TO/Ox: Oxido y transicional
- Desmonte
- Encapado de roca

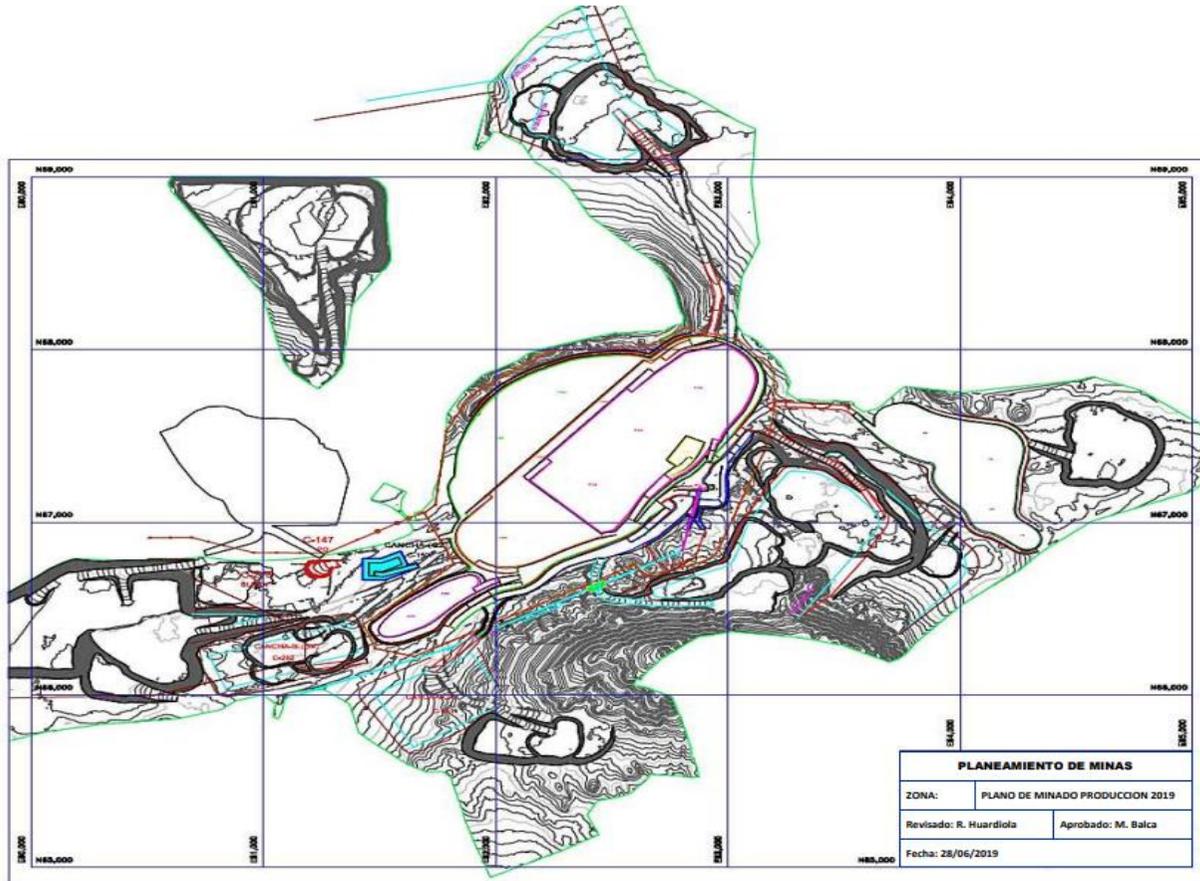


Figura 1.1. Plano de tajos abiertos

Fuente: Mina -estudio

La elaboración y contenido de esta tesis comprende cinco capítulos: El primer capítulo comprende el planteamiento del problema y las hipótesis; el segundo capítulo aborda el marco teórico y conceptual, el tercer capítulo describe la metodología de la investigación que se usará y la estrategia de prueba de hipótesis; el cuarto capítulo se desarrollarán los cálculos y aplicaciones de los casos-estudio; el quinto y último capítulo se analizarán y discutirán los resultados obtenidos, se aplicará la prueba t Student contrastándose las hipótesis. Para finalizar esta investigación aplicada se arribarán con las conclusiones, recomendaciones, bibliografía, figuras y tablas que respaldan esta tesis.

## **1.2. JUSTIFICACIÓN**

La presente tesis se fundamenta en una base teórica de la aplicación de la filosofía de la sección cero para determinar los límites de un pit, cuyo propósito es aportar conocimiento al planeamiento de minado, en este caso a una mina ubicada al Sur de Lima que explota fierro (Fe) desde los años 50. La trascendencia de esta investigación es la implementación de esta filosofía de la sección cero postulada por Lerchs-Grossman y vigente a la fecha, la cual ayudará a determinar hasta cuando hacer un corte y dejar de explotar el pit porque ya no es rentable para la compañía minera; esto contribuye con una alternativa de solución de la hipótesis planteada reduciendo costos y gastos innecesarios.

La importancia de este trabajo de investigación radica en la aplicación práctica de las metodologías para diseñar correctamente los límites del pit, con lo cual se puede obtener un planeamiento de largo o corto plazo que calcula la cantidad de desmonte y la cantidad de mineral, es decir, el tonelaje del mineral para extraer de los tajos, así como la geometría, localización y tamaño de los tajos en favor de la producción y beneficio de la empresa.

Además, debido a que se ha realizado una planificación adecuada para los cortes en los tajos, también se pueden establecer actividades secundarias para la mina como la construcción de áreas de mantenimiento, las áreas de descargas, vías de acceso para las plantas de chancado u otros procesos en paralelo, y el otras instalaciones necesarias que deben ser ubicadas en toda la mina, por lo cual favorece en conjunto la eficiencia global de la producción en las demás operaciones de la empresa minera.

Es importante mencionar que, esta filosofía de la sección cero se puede realizar de forma rápida a través de un programa computacional que brinda el cálculo límite final en base a criterios preestablecidos, como por ejemplo los parámetros económicos, modelos y parámetros geotécnicos, seguridad ambiental, etc.

### **1.3. OBJETIVOS DEL ESTUDIO**

#### **1.3.1. Objetivo General**

Implementar la filosofía de la sección cero para determinar los límites finales de los pits de la mina de hierro

#### **1.3.2. Objetivos Específicos**

- Determinar los metros que se dejarán de explotar en los tajos de la mina de hierro.
- Determinar el "Striping Ratio" aceptable para los tajos de la mina de hierro.

### **1.4. HIPÓTESIS**

#### **1.4.1. Hipótesis General**

**H1:** Aplicando la filosofía de la sección cero se determinan los Límites finales de los pits de la mina de hierro.

#### **1.4.2. Hipótesis Especificas**

**H1A:** Los metros de mineral que se dejará de explotar en los tajos no es rentable para la mina de hierro.

**H1B:** El "Striping Ratio" es aceptable para la mina-estudio.

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEORICO Y CONCEPTUAL**

Para desarrollar la presente tesis de investigación aplicada en operaciones mineras explotadas por el método de tajo abierto, en primer lugar, fue necesario hacer una búsqueda, revisión y análisis de toda la información concerniente al tema planteado de investigación, tanto de autores nacionales como de autores extranjeros.

#### **2.1. MARCO TEÓRICO**

##### **2.1.1. Antecedentes de la investigación**

En el paper "Surface Mining", un aspecto de planeamiento de minado a largo plazo en un tajo abierto es, primero definir los Límites finales del pit; así por ejemplo se debe definir en primer lugar los Límites finales y la profundidad y la vida del pit. El objetivo del diseño del pit es determinar los Límites finales del pit proyectado, el cual debe contener leyes y tonelajes adecuados que satisfagan cierto criterio económico. Soderberg and Rausch (1968).

Por otro lado, las fuentes clave de incertidumbre que afectan el planeamiento final de la mina son las siguientes:



Figura 2.1. Fuentes de incertidumbre

Fuente: Monhouse & Yeates, 2007

- a. **Incertidumbre del yacimiento:** La distribución tridimensional de la ley sobre el yacimiento se estima mediante datos de perforación relativamente limitados junto con una interpretación geológica, que puede ser correcta o no. Sin embargo, esta incertidumbre a menudo se ignora en el proceso de planeamiento de la mina.
- b. **Incertidumbre del procesamiento:** Justo como métodos para el modelamiento de la ley, ahora existe el modelamiento para obtener la ley más exacta. Entonces, se avanzado en el modelamiento de lo cual

ahora es llamado geo-metalúrgica (performance de la geo-metalúrgica) esto es posible ahora determinar el modelamiento de variables tales como: dureza del mineral, flotación, recuperación de la ley de concentrados y últimamente dólares/hora a través del molino. Últimamente estas variables pueden ser simuladas para describir el rango de las posibles obtenciones de lo que podría ser encontrado en una operación futura. Este es esencial en el modelamiento de la performance a obtenerse a través de una planta de procesamiento dada.

**c. Incertidumbre en el cambio tecnológico:** Otra significativa incertidumbre que tiene mayor dificultad para modelar es el cambio de la tecnología moderna, estos pasos de cambios podrían generar mayores impactos en el futuro del planeamiento de minas. Por ejemplo, incluyen cambios atmosféricos de los minerales del níquel, de chalcopirita y también el uso de sulfuros de hierro.

**d. Incertidumbre del volumen:** London metal efectivamente (LME) exhibe no incertidumbre de volumen como producto que puede ser vendido y enviado a los almacenes de la LME. Sin embargo, ninguna commodity del LME para con los minerales del carbón y hierro pueden ser vendidos a otros proveedores. Por ejemplo, introduciendo volúmenes o escalas inciertas. Obviamente que la habilidad para vender el material es influenciada por su calidad,

**e. Incertidumbre del precio:** Los pronósticos del precio los establece el mercado, estos datos serán enviados a los modelos computacionales y deben tomarse en cuenta.

f. **Tasa interna de retorno:** El uso de la incertidumbre del rango de interés es más despreciable pero no menos importante, esto es que afecta que rango de interés va a ser usado y entonces el rango de interés serán cambiados con el tiempo.

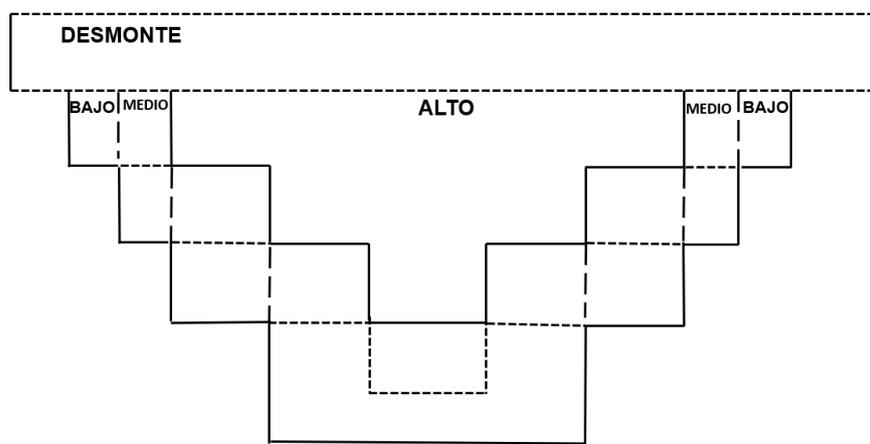


Figura 2.2. Hipotético cuerpo mineralizado de Cu

Fuente: Monhouse & Yeates, 2007

Respecto a los antecedentes referenciales de esta tesis, se basa en:

**Richard Allan Turpin, R. A.** (1980) tesis de maestría en Lehigh University, titulada "A technique for assessing ultimate open-pit mine limits in a changing economic environment". La tesis describe un modelo matemático usando la computadora para evaluar límites máximos de minas superficiales. Este método tiene en cuenta las incertidumbres en las condiciones económicas que afectan los límites finales del pit, incluyendo costos de extracción y procesamiento y precios de los metales. La técnica propuesta se llama método SAMPLE, que significa

Análisis de sensibilidad para la evaluación de límites de minas. Se basa en el uso de análisis de sensibilidad e implica calcular una serie de límites de tajos utilizando diferentes valores de la economía. La clave para hacer del método una herramienta práctica es el desarrollo de un parámetro de diseño del pit que combine todos los factores económicos en un solo parámetro. Este parámetro es similar, pero no idéntico, al parámetro tradicional de diseño del pit llamado "relación de eliminación". La viabilidad y los beneficios del método SAMPLE se demuestran mediante un caso-estudio. En este estudio, los límites finales del pit de los depósitos de hierro se calculan para siete valores diferentes parámetros de diseño del pit. Estos siete valores cubren el espectro completo de las condiciones económicas futuras. Los pits resultantes indican el rango de la configuración del tajo bajo diferentes condiciones. Basado en el uso del caso-estudio, así como en una evaluación de su aplicabilidad a otros depósitos, el autor muestra el método de una forma práctica de evaluar los límites máximos de minas a cielo abierto en un entorno económico cambiante. El método es aplicable a la mayoría de los depósitos de minerales y carbón, excepto aquellos con leyes muy variables y altos costos de fragmentación del mineral. A pesar de los altos costos de cálculo involucrado en el uso del método, proporciona información valiosa para cualquier planeamiento de mina que puede utilizarse para que sea más rentable. Esta tesis concluye, que el método SAMPLE es una forma práctica de evaluar los límites máximos de una mina superficial en un entorno económico cambiante. Excepto depósitos

de mineral con leyes altamente variables y altos costos de fragmentación, este método es aplicable a la mayoría de los depósitos de carbón y minerales. Los costos de cálculo más altos de usar el método son superados con creces por el de profundidad y minuciosidad del análisis que proporciona.

**Muir D. C. W.** (2004) publicó un artículo "Pseudoflow, new life for Lerchs-Grossmann pit optimisation", trata del algoritmo de Lerchs-Grossmann (LG) (1965) se ha venido usando más de 55 años para el diseño óptimo de minas superficiales. Esto se ha combinado con una ley de corte variable y un flujo de efectivo descontado (DCF) para optimizar el valor actual neto (VAN) del flujo de efectivo durante la vida útil de la mina. El algoritmo de LG es un método único y eficiente para resolver un caso especial de un problema de flujo de red o programación lineal de enteros. Los métodos de flujo de red más generales implementados en la década de 1970 solo eran prácticos para problemas pequeños. La eficiencia y efectividad del método LG lo convirtió en el estándar de la industria. Durante la década de 1990 se desarrollaron algoritmos más recientes para Network Flow (por ejemplo, push-relabel, pseudoflow) teóricamente más eficientes que el método LG. Hochbaum generalizó el algoritmo LG a un modelo de red de pseudoflujo. Se desarrollaron dos métodos, la etiqueta más baja y la más alta, teóricamente más eficientes que el push-relabel y otros métodos de flujo de red. Lerchs y Grossmann no proporcionaron un método eficaz para seleccionar restricciones. Algunas

implementaciones tempranas fueron ineficientes debido a la estructura de datos y la selección de restricciones. Otras implementaciones fueron más eficientes, pero los detalles reales fueron propiedad de los investigadores. Recientemente, se han implementado algunos de los algoritmos de flujo de red más modernos (por ejemplo, push-relabel). Este artículo examina una implementación del algoritmo de pseudoflujo que incorpora los métodos de etiqueta más alta y baja de Hochbaum, así como un método LG genérico relativamente eficiente. Además, se examinan estrategias nuevas y varias antiguas para desarrollar una secuencia del pit de etapa óptima. Estas estrategias combinadas con DCF, árbol fundamental u otras técnicas de programación proporcionan un método eficiente para optimizar el VPN de una mina.

**Akbari, A. D., Osanloo, M. & Shirazi, M. A.** (2008) en la International Journal of Engineering Science – IUST, presentaron su trabajo de investigación “Determination of ultimate pit limits in open mines using real option approach”. Esta investigación se basa en el procedimiento de planeamiento y diseño de un proyecto en minería superficial simplemente puede comenzar después de la determinación final del último pit. En esta investigación se demostró que el factor más importante en la determinación final del pit y en consecuencia en todo el procedimiento de planeamiento y diseño de una mina superficial está en el precio del metal. Las fluctuaciones de los precios de los metales en los últimos años fueron exageradas e impuso un alto grado de

incertidumbre al procedimiento de planeamiento de la mina, mientras que ninguno de los algoritmos existentes para la determinación del límite final del pit consideran el precio del metal. Una opción real aproximada (Real Option Approach - ROA) es un eficiente método de decisión de mercado con la condición de incertidumbre. Este enfoque generalmente se usa para la evaluación de proyectos de recursos naturales definidos hasta el momento. Este estudio considera el metal obtenido determinando los límites finales del pit (Ultimate Pit Limits UPL). El estudio se realizó en un depósito de mineral metálico no ferroso, pero la metodología usada puede ser ajustada para toda clase de depósitos. Por tanto, esta investigación concluye que los estudios realizados mostraron que ninguno de los algoritmos existente de determinación de los Límites finales del pit (UPL) considera la variable de incertidumbre del precio de los metales, mientras que se demostró que el precio de los metales es el factor más sensible en el planeamiento de una mina. En este estudio ROA se utilizó como una herramienta eficaz de decisión en la condición de incertidumbre con el fin de preparar una metodología para determinar el UPL, mientras que la ROA solo se utilizó para evaluar proyectos de recursos naturales. La metodología propuesta se basa en la determinación de los límites finales de un pit para el desarrollo de un proyecto minero. Pero, como la magnitud de los recursos metálicos a pesar del petróleo o el carbón recursos no es estable frente a las fluctuaciones de precios y varía en concordancia con la variación del

precio y puntos de corte, es necesario gestionar este problema al principio.

**Vallejo García, M. N., Baquero Chiquiza, J. G. & Franco Sepúlveda, G.** (2010), tesis de maestría, Facultad de Minas Universidad Nacional de Colombia; titulado “Análisis de los algoritmos de optimización minera como flotante y Lerchs & Grossmann utilizando GEMCOM SURPAC Y UPL”. Los límites finales de un open pit pueden ser determinados con ayuda de diversos algoritmos de optimización existentes como son: el del cono flotante y el de Lerchs & Grossmann; estas técnicas se basan en procesos iterativos, para los cuales se han desarrollado distintos programas computacionales. En esta investigación se aplicaron dos técnicas a un depósito de caliza hipotético, la cual fue ejecutada por dos herramientas computacionales distintas; la primera una macro de Excel denominada "UPL" Ultimate Pit Limit, y la otra es el software referido en el título, esta evaluación conduce finalmente a la comparación de los resultados obtenidos. La comparación de resultados obtenidos con estas dos técnicas para cada algoritmo, comparando el número de bloques útiles y el valor del pit. Teniendo en cuenta las siguientes definiciones: Bloques Útiles: Número de bloques con contenido mineral que quedaron dentro del pit óptimo. VPN: Valor presente neto obtenido en el caso de minar o extraer el depósito de acuerdo con la optimización en pesos colombianos, también puede definirse como Valor del pit. Finalmente llegan a la conclusión de: En el caso en el cual el único problema a

resolver sea el de definición de los límites finales de la operación minera mediante el método de open pit, el uso de la macro UPL para ejecutar un proceso de optimización es válida, pero el proceso de optimización deberá ser ejecutado por una persona calificada que tenga criterio para aceptar o rechazar el resultado obtenido, pues como se puede apreciar en los resultados este puede no ser el óptimo. La macro UPL muestra mejor desempeño en cuanto a resultados cuantitativos, cuando es aplicada con el algoritmo de Lerchs-Grossmann debido a que este método es menos restrictivo que el algoritmo del cono flotante. Los resultados arrojados por software y UPL difieren en menos del 1% en número de bloques útiles y valor del pit. El método del cono flotante, aunque es relativamente fácil de comprender y aplicar también es bastante rígido en sus resultados, es decir, tiene un nivel de flexibilidad muy bajo. Este software permite al usuario definir el número de interacciones a realizar, a diferencia del UPL el cual las trae por defecto, por lo que se considera que los resultados arrojados por este software son de mayor confiabilidad en el caso del cono flotante donde la diferencia de bloques útiles respecto a UPL fue de alrededor del 7% y el valor del pit del 30%. Concluyendo que en los perfiles presentados para Lerchs & Grossmann obtenidos con UPL, se verá que la superposición de estos perfiles no es algo exacto y que los resultados pueden ser poco operacionales considerando restricciones de geotecnia, logística, operación.

**Bise, C. J.** (1986) en su publicación "Mining Engineering Analysis" en la Associate Professor of Mining Engineering the Pennsylvania State University, refiere que, durante las etapas iniciales de planeamiento, todas las operaciones mineras se analizan y evalúan de manera similar. Esta similitud es cierta porque el procedimiento de planeamiento de mina se puede reducir a una red de sistemas interrelacionados que están unidos por una filosofía común de planificación de la mina: a saber, que el recurso mineral debe extraerse de una manera que sea *segura*, *eficiente* y *rentable*. El éxito de la operación minera no puede garantizarse a menos que se cumpla con cada uno de estos tres requisitos.

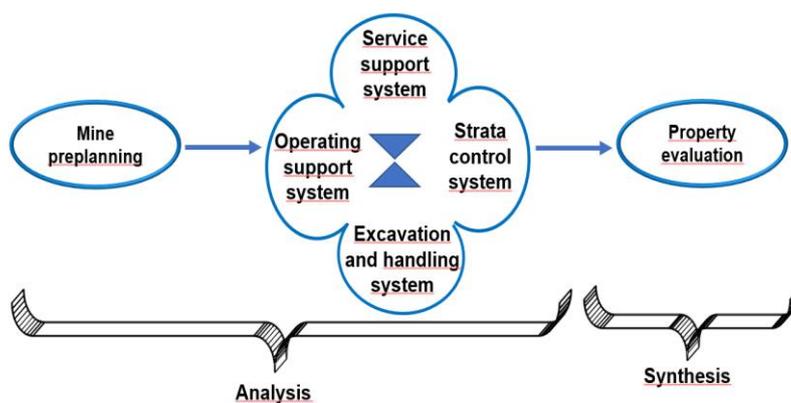


Figura 2.3. Diagrama de planeamiento de minado.

Fuente: Bise, C. J

## **2.2. MARCO CONCEPTUAL**

### **2.2.1. Definición de variables**

#### **Variable independiente.**

X: Tonelaje y ley

#### **Variable dependiente**

Y: Profundidad del pit

### **2.2.2. Operacionalización de variables**

Calder P.N. et al (1979) en "Open Pit Mining Course Notes", realizó una investigación que explica los conceptos de la minería superficial, la cual consiste en llevar a cabo explotación sobre la superficie terrestre con el fin de extraer minerales. En este sentido, este tipo de operaciones mineras también generan grandes cantidades de desmonte, por ello es necesario desarrollar una secuencia adecuada para extraer el mineral del desmonte a través del uso de softwares que analizan datos altamente complejos bajo ciertas condiciones específicas para arribar a una solución apropiada y calcular los límites finales del pit.

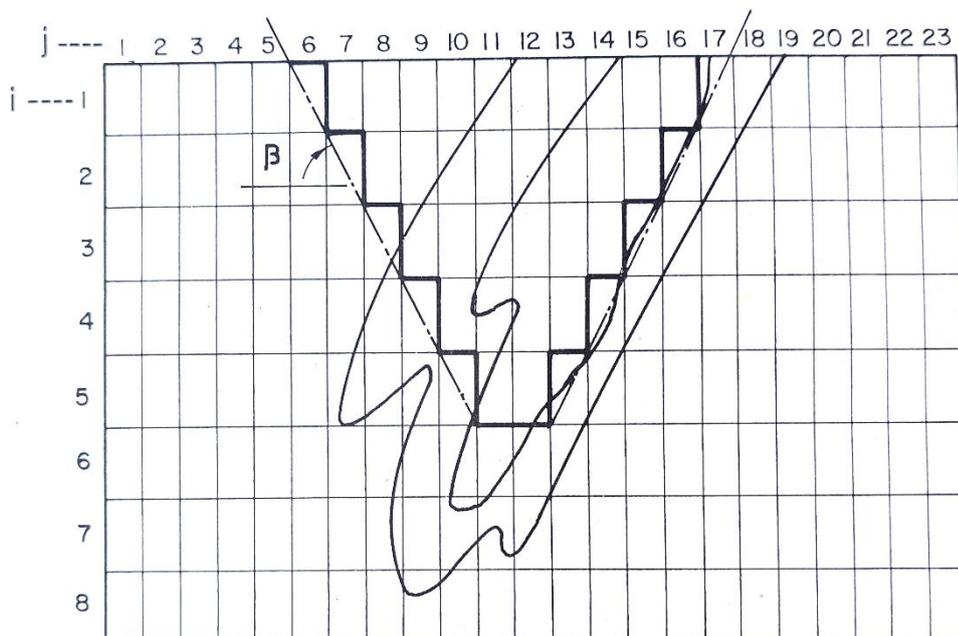


Figura 2.4. Corte Transversal del mineral con un sistema de bloques

Fuente: Calder, P.

Hustrulid, W. and Kuchta, M. (1995). "Open pit mine planning and design". En el capítulo 5 "Pit limits", menciona que el material minable está situado y se muestra dentro de los límites del pit. El tamaño y forma del pit depende de factores naturales y la explotación propiamente dicha de material fragmentado económicamente rentable. La existencia del pit es hasta los límites finales del minado (hasta donde el mineral responda los costos de explotación con su margen de utilidad), y es comúnmente llamado Límite final del pit.

## DEFINICIÓN OPERACIONAL

**La Variable independiente:** Para llevar a cabo la explotación de cualquier yacimiento minero, independientemente del método de minado, primero se debe conocer la ley del mineral y el tonelaje de este. Es decir, si se cuenta con una cantidad de reservas minables que justifiquen la operación minera, así como una ley aceptable. La ley es expresada en porcentaje y la producción en toneladas.

**La variable dependiente:** es función directa de la ley y las toneladas a explotarse, expresado en metros.

### 2.2.3. Métodos de optimización de límites finales de pit

#### a. Método de Lerchs & Grossman

Para la determinación aproximada de los límites finales de un pit, este método de ensayo y error el cual utiliza una aproximación tridimensional. Este método se basa en la filosofía de la sección cero y se considera como supuestos que la estructura presentada es cilíndrica y cónica cuyo centro es puesto sobre la línea base.

Por tanto, se presenta la siguiente expresión para calcular el volumen del mineral y del desmonte:

$$Volumen = (93.96x^2 - 0.04x^3)yd^3$$

$$\text{Desperdicio} = (81663952 - 93.96 + 0.04x^3)yd^3$$

Donde:

- X es la distancia, en pies, de la sección donde se encuentra en mineral.
- La sección requerida es  $(1000 + x)E$

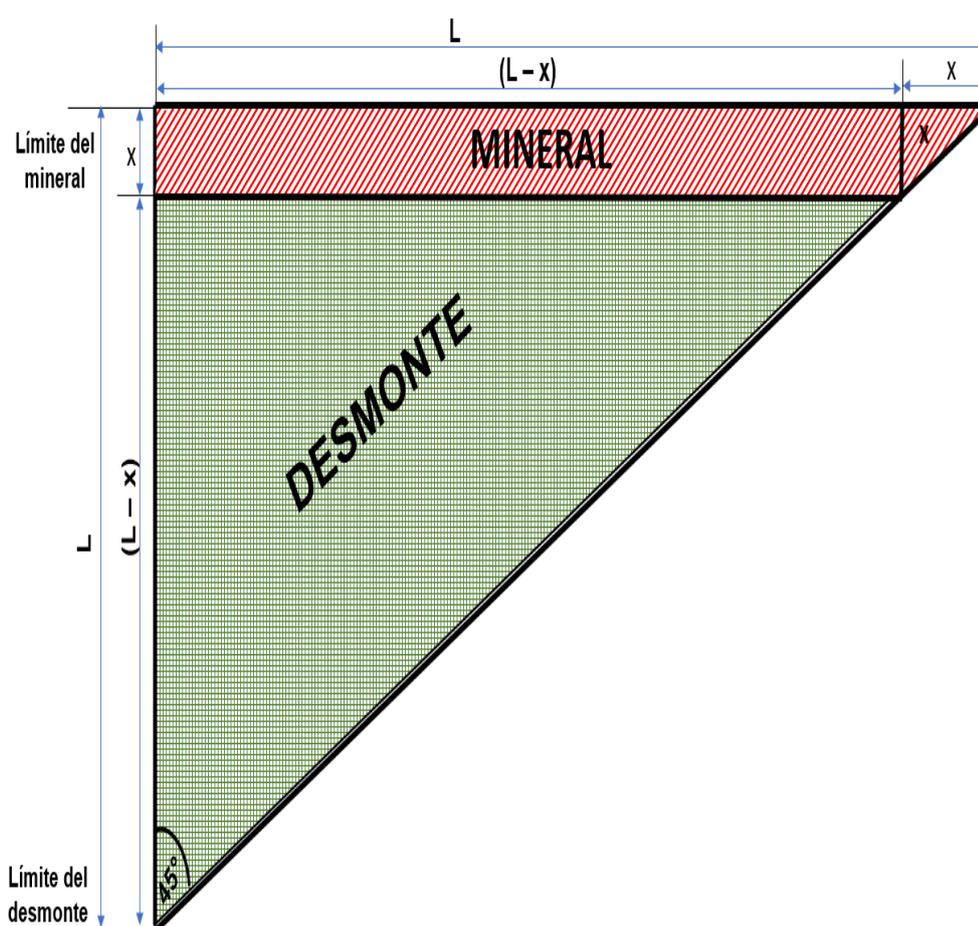


Figura 2.5. Límite de profundidad y Límite de desmonte bajo el supuesto de extremo cónico

Fuente: Calder, P.

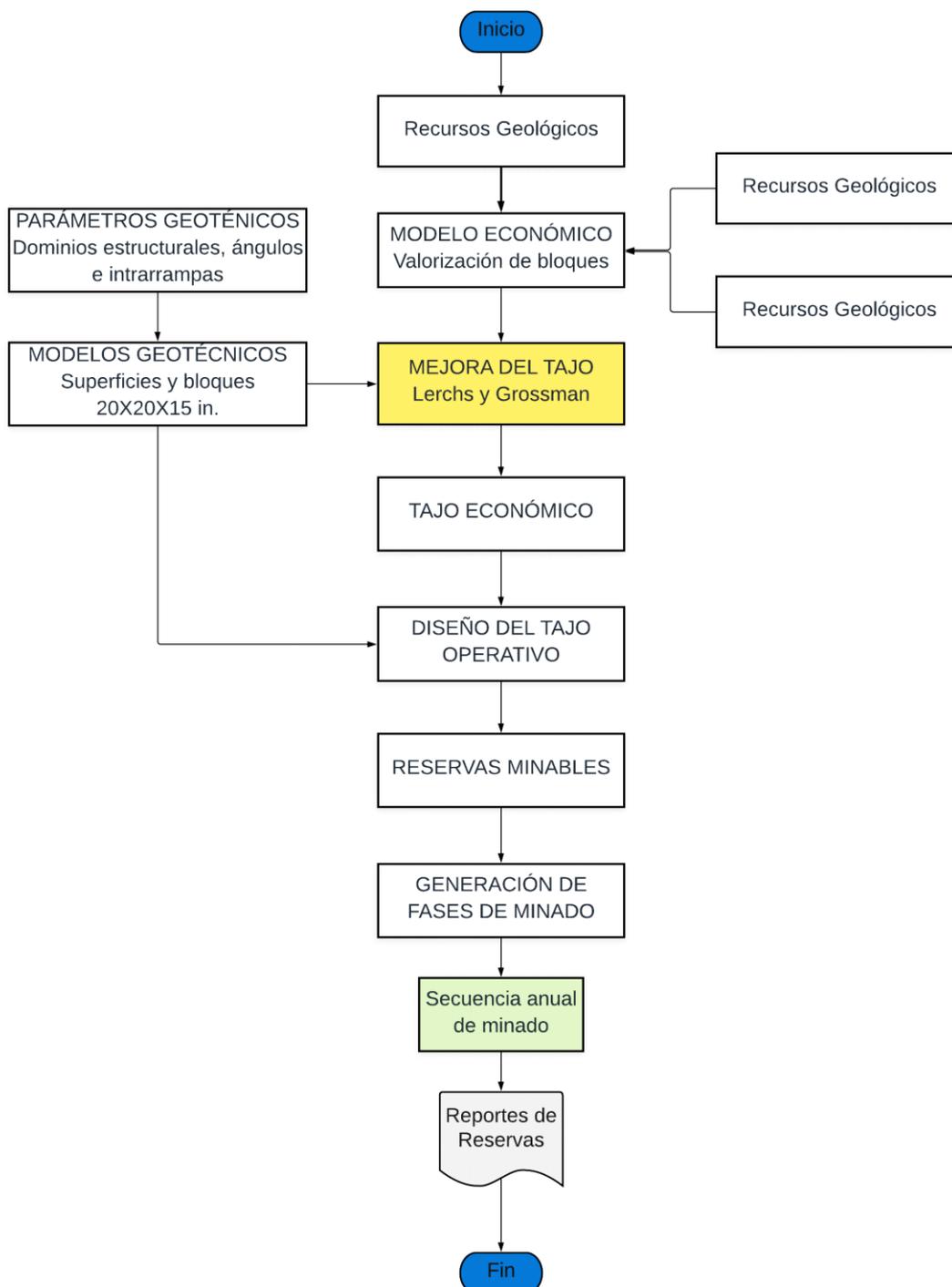


Figura 2.6. Diseño estructural del método del Lerchs y Grossman

Fuente: Calder, P.

### b. Método manual

En el curso planeamiento de mina de C. Agreda (2009), este método explica que el diseño de los tajos requiere tiempo y el conocimiento sobre las propiedades físicas del banco. Por ello, se debe analizar los tres tipos de sección verticales más importantes para el diseño manual.

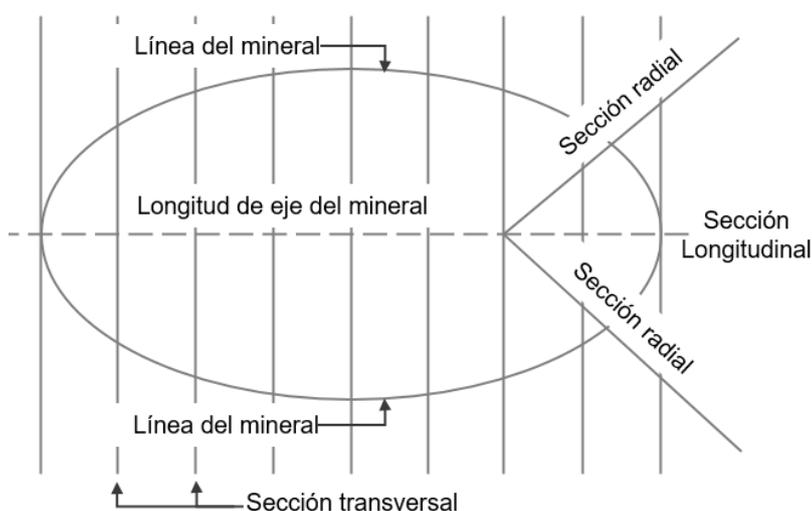


Figura 2.7. Secciones transversales en intervalos regulares y perpendiculares al eje horizontal del mineral

Fuente: Curso Planeamiento de Minado

En esta figura, se puede observar que el diseño manual de un open pit se representa por secciones representativas de hasta 30 con intervalos regulares y paralelos, los cuales son perpendiculares a la sección longitudinal del mineral. Esta distribución brinda bastante información para definir en el banco dependiendo de su tamaño, forma y propiedades físico-mecánicas. Además, esta figura muestra que el eje horizontal el

largo del cuerpo del mineral, mientras que el sistema radial define los límites del tajo en los extremos irregulares del mineral.

En este sentido, todas las secciones deben indicar el grado del mineral, la topografía de la superficie, control en las estructuras y las propiedades físicas del banco con el propósito de limitar el tajo en cada sección.

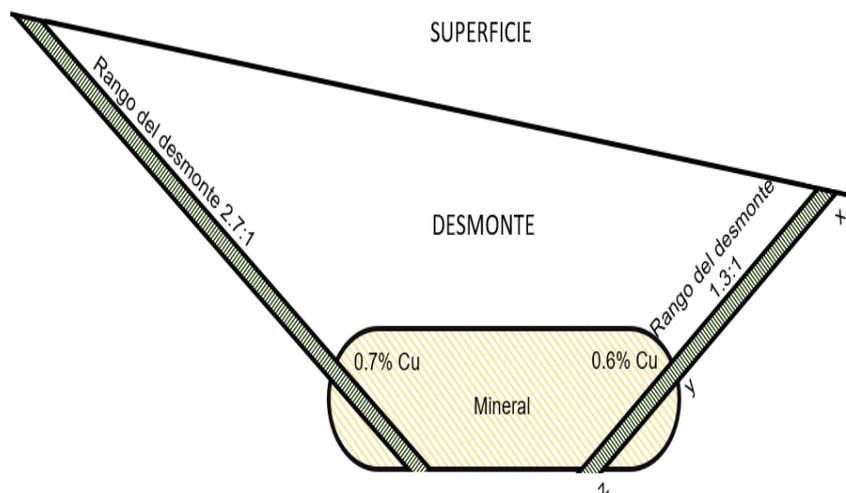


Figura 2.8. Rango de desmonte para el tajo abierto  
Fuente: Planeamiento de Minado

Los límites del tajo se colocan en la sección donde el grado del mineral obtenido pueda ser viable para las operaciones extractivas de la empresa minera.

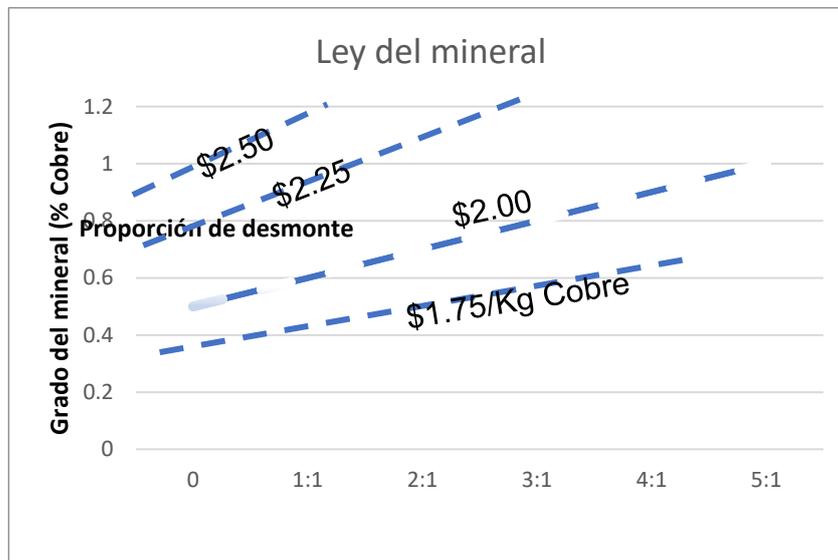


Figura 2.9. Rentabilidad del mineral

Fuente: Curso Planeamiento de Minado

El rango de desmonte (Figura anterior) y del mineral es calculado para realizar una comparación entre la rentabilidad y el grado del mineral a lo largo del límite del tajo. Si el rango calculado es menor que el permisible, es factible ampliar el límite del tajo. Así también, se puede calcular cualquiera de los límites del tajo y el rango correspondiente:

### c. Método computacional

Las computadoras están comenzando a desempeñar un mayor rol en el campo de la minería debido a que estas pueden ejecutar el análisis requerido para encontrar soluciones rápidas dentro de un tiempo razonable. Muchas empresas que poseen la infraestructura poseen el personal capacitado para desarrollar un diseño de mina que contiene todas las restricciones y objetivos necesarios.

Los programas o softwares empleados en la minería a tajo abierto son “Whittle Mine Optimization” Software para la estimación de reservas minerales y Omega, el cual sirve para la exploración óptima de una mina por análisis geométrico.

Por un lado, el software “Whittle” ofrece una solución de planificación estratégica de minas basada en la exploración y la viabilidad financiera. Este programa determina la estrategia de inversión y ofrece una planificación minera sólida que maximiza la rentabilidad teniendo en cuenta las limitaciones mineras reales, es decir comprende el valor potencial del macizo rocoso donde se ubica el banco y la inversión de capital, el VAN esperado y la secuencia de minado adecuado.

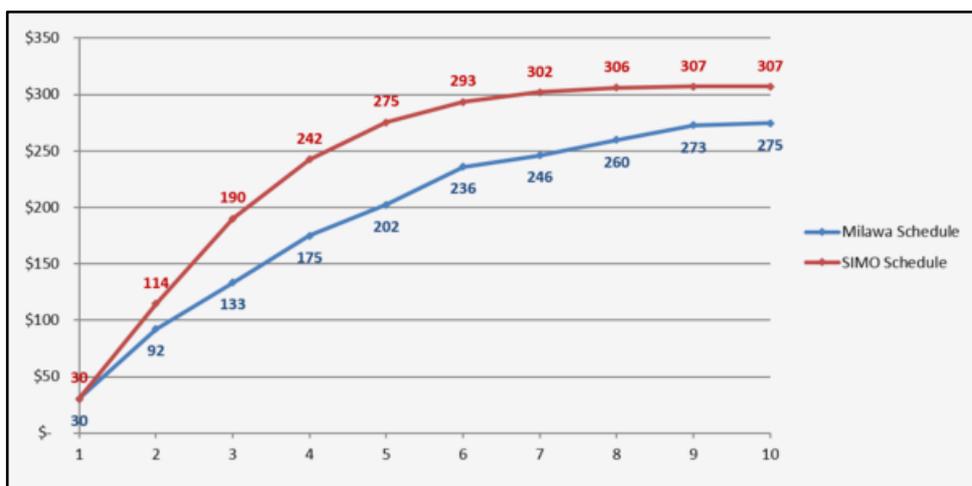


Figura 2.10. Mejora del Valor Actual Neto (VAN) en comparación con los métodos tradicionales

Fuente: Curso Planeamiento de Minado

Así mismo, es viable la elaboración de un cronograma general más realista de las diferentes áreas de extracción ya que se aplican las restricciones de trabajo individuales para cada mina.

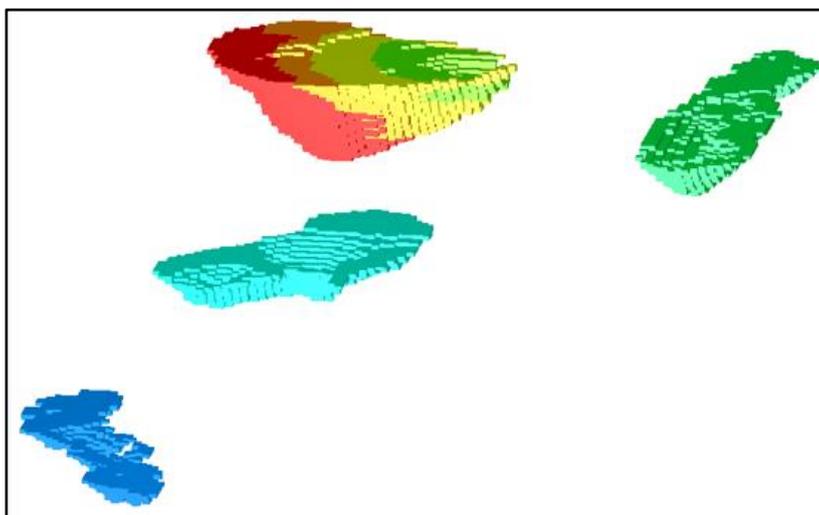


Figura 2.11. Topografía Computarizada de una mina

Fuente: Curso Planeamiento de Minado

#### **d. Método del cono flotante**

Agreda (2009) en el curso de planeamiento de minado, se refiere al método del cono flotante como el más factible debido a que presenta una planificación simple basado en modelar el mineral en forma de bloques y definir una estructura cónica invertida que servirá como límite para la excavación, es decir, si se encuentra un valor positivo o rentabilidad para las utilidades de la empresa, se inicia la extracción hasta encontrar el mineral.

En este sistema, la longitud de la base del cono es conformada por un bloque o un grupo de bloques debe ser menor a la de la base que esta sobre el ancho

de banco a fin de que se pueda formar un cono con las dimensiones apropiadas para el ancho de banco en el pit.

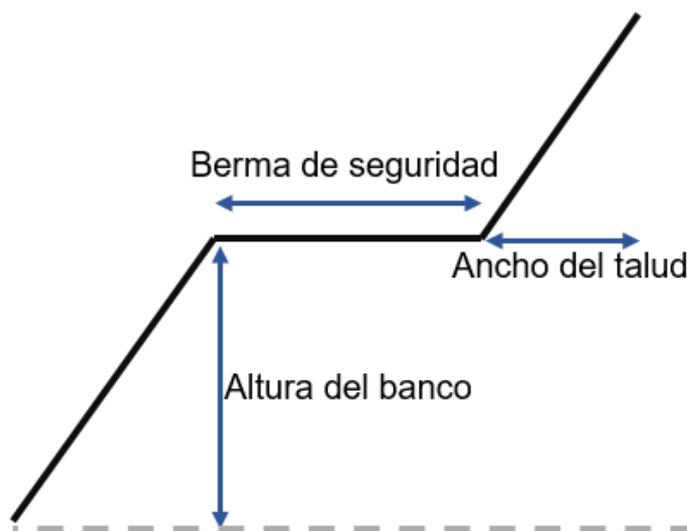


Figura 2.12. Geometría Básica de un banco

Fuente: Curso Planeamiento de Minado

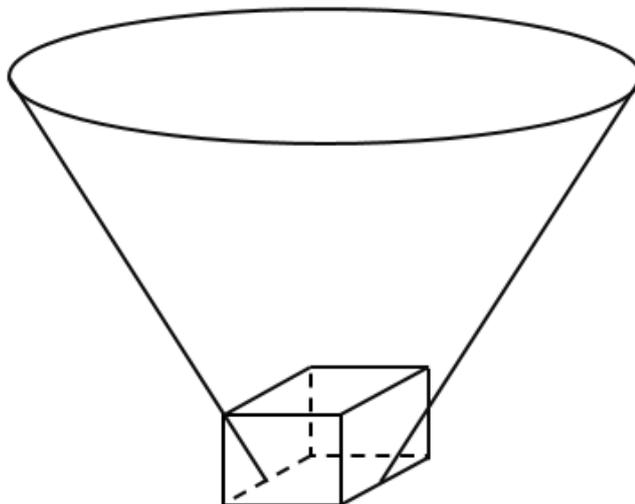


Figura 2.13. Proyección del bloque hacia el nivel superior

Fuente: Curso Planeamiento de Minado

Los bloques que son contenidos por la estructura cónica son representados por unidades monetarias que puedan ser tabulados matemáticamente, para obtener los costos de minado y extracción, y los ingresos obtenidos del mineral. Si la utilidad calculada es mayor a los costos totales para los bloques inferiores, el valor del cono posee un valor positivo muy rentable. Si las características y forma del macizo rocoso son las adecuadas, se puede analizar el segundo bloque para tabularlos otra vez.

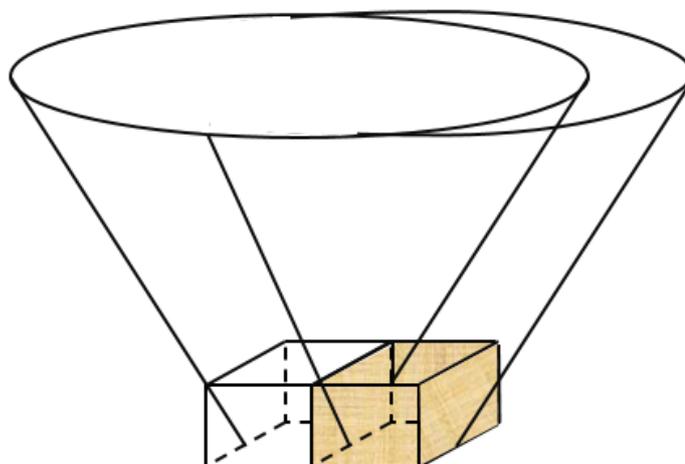


Figura 2.14. Variación en la topografía del cono  
Fuente: Curso Planeamiento de Minado

Por consiguiente, el personal capacitado y calificado de estas operaciones mineras fundamentales se encarga de adaptar los volúmenes de los conos para comparar a través de un software de computadora a fin de identificar los volúmenes de los conos cuya extracción no es rentable, los ingresos y costos.

Esto puede ilustrarse con la siguiente figura, en la cual, si la suma de los valores de cada cono es positiva, es viable realizar la explotación del mineral. Caso contrario, si la suma de los valores encontrados en un cono es negativa no es viable para la empresa llevar a cabo proceso de minado.

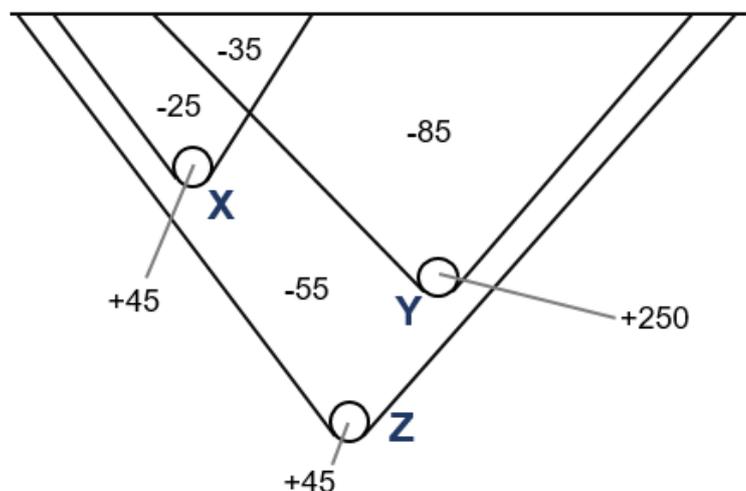


Figura 2.15. Variación en la topografía del cono  
Fuente: Curso Planeamiento de Minado

En este ejemplo, el cono correspondiente a X no es factible minar puesto que posee una calificación negativa de -10. Sin embargo, el cono Y presenta un valor positivo de +110, con el cual se puede conseguir la utilidad viable al extraer el mineral.

Cono	Suma
X	$45 - 25 - 35 = -15$
Y	$250 - 55 - 85 = +110$

En este sentido, al minar el cono Y se consigue una rentabilidad significativa, por lo cual es necesario volver a extraer el mineral donde se encuentre el cono que presente los mayores ingresos por la extracción del mineral. Usualmente, este reproceso presenta

complicaciones debido al incremento en los costos al realizarse la búsqueda del mineral en el fondo.

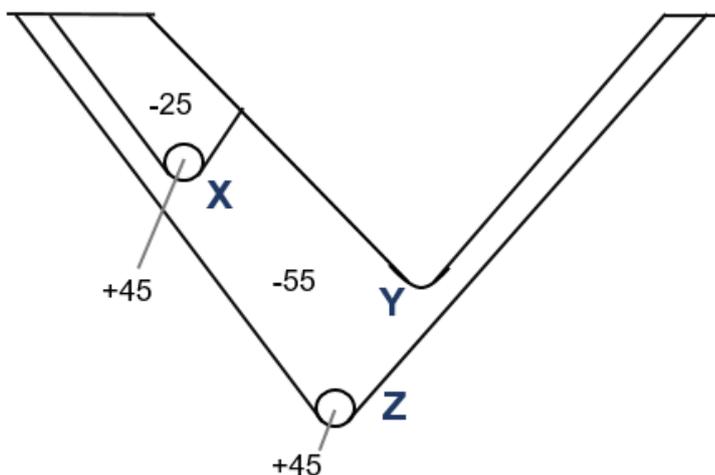


Figura 2.16. Minado del primer cono flotante

Fuente: Curso Planeamiento de Minado

En este contexto, se demuestra que es factible minar el cono Z porque presenta un valor positivo de +10. No obstante, en el primer minado ya se extrajo un porcentaje del cono X, el cual se emplea para sustentar económicamente la explotación del desmonte de valor -55. En resumen, es factible solo minar el cono flotante X y Y.

Cono	Suma
Z	$45 - 55 + 45 - 25 = +10$

#### 2.2.4. Macizo rochoso de la mina - estudio

Respecto a esta parte de esta investigación, es necesario clasificar y definir los conceptos del lenguaje técnico aplicado a la ingeniería de

minas a fin de que pueda entenderse, teniendo en cuenta la terminología que se usa en la mina-estudio:

**a. Óxidos e hidróxidos (OX/TO).**

Al realizar una voladura de rocas en una mina de tajo abierto, en primera instancia se puede encontrar óxidos e hidróxidos, los cuales son un conjunto de minerales relativamente duros, densos y refractarios. Además, es común encontrar estos minerales en forma continua en las rocas ígneas y metamórficas, y en forma de granos dendríticos que se ubican en los sedimentos.



Figura 2.17. Muestra de mineral

Fuente: mina-estudio

**b. Grava común (Common gravel o CG).**

Se trata de la mezcla de grava gruesa, la cual logra pasar un tamiz de 1.5 pulgadas (38.1 mm) y está compuesto por un material que puede

variar entre 38 y 10 mm. Por otro lado, la grava común también está hecha por material fina que traspasa un tamiz de media pulgada (13 mm) y son retenidas por un tamiz de 1/4 de pulgada (6.4 mm).



Figura 2.18. Grava gruesa

Fuente: Recursos Minerales de Colombia

### c. Grano fino (Fine Grain o FG-N).

En el ámbito de la minería superficial, las arcillas son materiales terrosos que abundan en el banco, puesto que está hecho de grano fino con propiedades plásticas y cohesivas, de textura suave. Entre sus características se destaca la plasticidad, que la adquiere cuando es mezclada con agua; por el contrario, cuando se encuentra seca es rígida, y la cocción por encima de los 1000 °C le confiere dureza y sonoridad. Las impurezas de las arcillas afectan sus propiedades. Así, por ejemplo, la presencia de cuarzo disminuye su plasticidad, la alúmina permite que la arcilla sea refractaria, y el contenido de óxidos de hierro facilita su uso en cerámicas rojas.



Figura 2.19. Grano fino

Fuente: Mina - estudio

#### **d. Mineral diluido.**

Es importante definir como se encuentra el mineral dentro del macizo roco, por ello se debe cuantificar la dilución respecto a un valor ideal, el cual puede ser estimado. La dilución es aquel material estéril que no se ha separado de la roca durante la operación unitaria de voladura de rocas y, por consiguiente, es enviado a tratamiento secundario.

#### **e. Desmonte.**

Si el desmonte encontrado en la operación minera unitaria de voladura de rocas en una mina de tajo abierto es material estéril o mineral de baja ley, entonces que se debe realizar el corte de mineral y realizar un desbroce con el fin de poder acceder al mineral. La ley de mineral que se encuentra por debajo del nivel económico conocido como en minería como Cut Off.



Figura 2.20. Carguío de material fragmentado

Fuente: Mina - estudio

En síntesis, los tajos supervisados por esta empresa minera poseen una buena calidad de roca pues se ubican en una posición geológicamente accesible para las operaciones de extracción. Además, estos tajos presentan en general leyes altas para el hierro, mientras que para el cobre leyes medianas o bajas. Sin embargo, la rentabilidad que ofrece estos tajos mineralizados implica un mayor control en la ejecución de los taladros de exploración, perforación diamantina y la explotación.

Así mismo, en la siguiente figura se muestra la distribución de los principales minerales encontrados en el macizo rocoso de cada una de las minas-estudio.

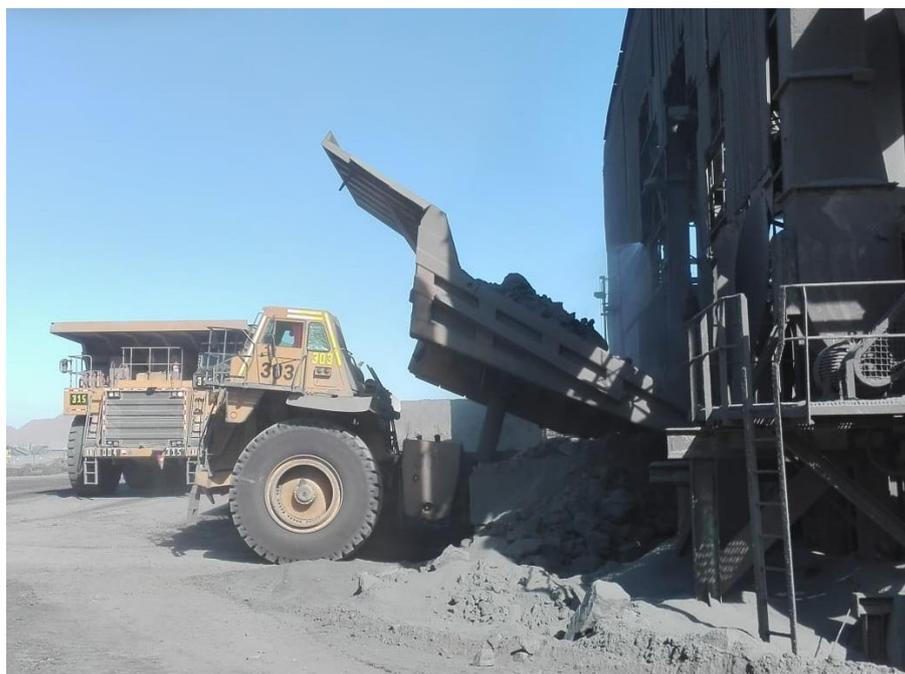


Figura 2.21. Descarga de mineral en planta

Fuente: Mina - estudio

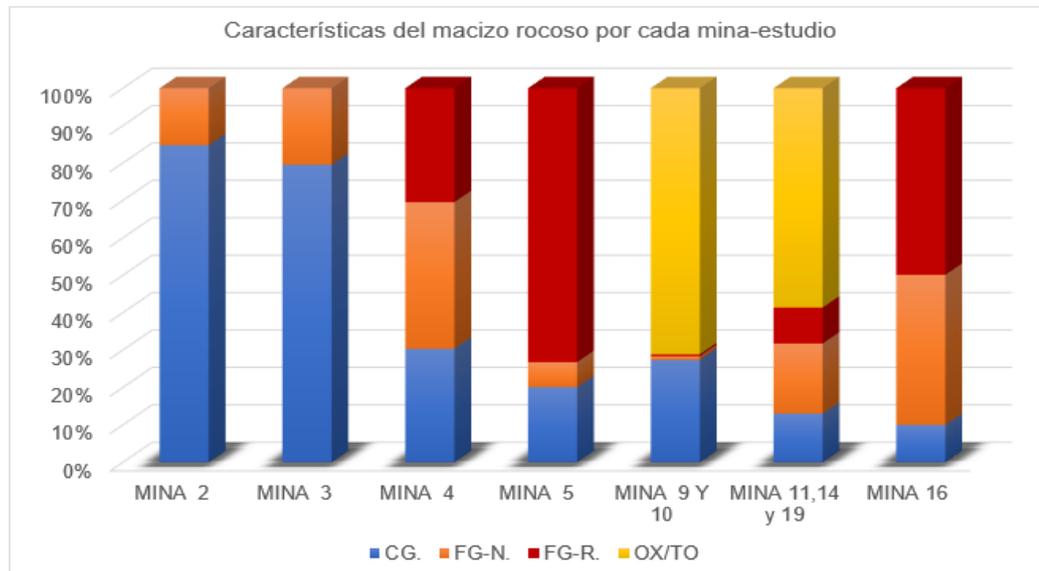


Figura 2.22. Distribución del tipo de mineral por cada mina estudio

Fuente: Mina - estudio

### 2.2.5. Caracterización geomecánica

Para este caso de la mina-estudio al caracterizar un macizo rocoso donde se está realizando cortes y/o se proyectará una excavación para la explotación del mineral, es necesario conocer los parámetros de resistencia de la roca intacta y de las discontinuidades, así como la estructura del macizo rocoso (fracturamiento, número de familias, espaciamiento y las características básicas de las discontinuidades, contactos, etc.).

El índice "Slope Mass Rating" (SMR) está basado en el índice RMR de Bieniawski y cuatro factores de ajuste de acuerdo a la condición del talud en evaluación. Se obtiene sumando al RMR básico un factor de ajuste F que depende de la orientación de las discontinuidades y un factor de excavación F4 que es función del método de excavación utilizado. A su vez, el factor F es el producto de tres sub - factores que consideran: la orientación relativa del rumbo del plano del talud con respecto al de las discontinuidades (F1), el buzamiento de las discontinuidades (F2) y la diferencia entre el buzamiento de las discontinuidades y del talud (F3). A continuación, se tiene las tablas siguientes:

Tabla 2.1. Valoración RMR Mina 2

Estación Geomecánica	Litología	RMR <sub>89</sub>	RMR ajustado	Clase de roca	SRM	Estabilidad (SMR)
EG-1	Magnetita	57	32	III	59	Parcialmente estable
EG-2	Magnetita	55	30	III	39	Inestable
EG-3	Magnetita	59	54	III	42	Parcialmente estable
EG-4	Magnetita	58	53	III	49	Parcialmente estable
EG-5	Magnetita	58	33	III	61	Estable
EG-6	Hematita-Martita	53	28	III	26	Inestable
EG-7	Hematita-Martita	60	35	III	59	Parcialmente estable
EG-8	Hematita-Martita	53	28	III	60	Parcialmente estable
EG-9	Hornfels filítico	61	11	II	27	Inestable
EG-10	Magnetita	61	56	II	65	Estable
EG-11	Magnetita	63	38	II	51	Parcialmente estable
EG-12	Magnetita	63	58	II	71	Estable
EG-13	Magnetita	60	55	III	62	Estable
EG-14	Hornfels filítico	63	13	II	21	Inestable
EG-15	Hematita-Martita	53	48	III	57	Parcialmente estable
EG-16	Hornfels filítico	59	34	III	63	Estable
EG-17	Hornfels filítico	57	7	III	30	Inestable
EG-18	Magnetita	58	53	III	49	Parcialmente estable

Fuente mina-estudio

La mina 2, es un cuerpo mineralizado y de buzamiento hacia el este y geológicamente está cortado por dacitas, andesitas y pequeños diques básicos. El mineral económicamente remanente es primario formado por magnetita con sulfuros de fierro y leyes bajas de cobre. Las reservas predominantes de mineral primario son de tipo CG y FG.

Tabla 2.2: Valoración RMR Mina 3

Estación Geomecánica	Litología	RMR <sub>89</sub>	RMR ajustado	Clase de roca	SRM	Estabilidad (SMR)
EG-1	Hornfels filítico	58	33	III	59	Parcialmente estable
EG-2	Hornfels filítico	63	38	II	62	Estable
EG-3	Hornfels filítico	63	38	II	62	Estable
EG-4	Hornfels filítico	61	36	II	61	Estable
EG-5	Hornfels filítico	56	31	III	56	Parcialmente estable
EG-6	Hornfels filítico	56	51	III	63	Estable
EG-7	Hematita-Martita	63	13	II	47	Parcialmente estable
EG-8	Hornfels filítico	66	41	II	53	Parcialmente estable
EG-9	Hornfels filítico	61	56	II	69	Estable
EG-10	Hornfels filítico	63	38	II	51	Parcialmente estable
EG-11	Hornfels filítico	63	38	II	54	Parcialmente estable

Fuente mina-estudio

Las minas 2 y 3 se ampliaron sus exploraciones mediante la ejecución de 17 sondajes diamantinos con un total de 6,424.25 m perforados por la Empresa Redrilsa Drilling SRL, después de siete años se ejecutaron tres taladros diamantinos con un total de 1,500.51m perforados por la Empresa de Prospección Minera Geológica Shoukan SRL. Sus reservas son predominantes de mineral primario tipo CG y FG.

Tabla 2.3: Valoración RMR Mina 4

Estación Geomecánica	Litología	RMR <sub>89</sub>	RMR ajustado	Clase de roca	SRM	Estabilidad (SMR)
EG-1	Hornfels filítico	60	35	III	61	Estable
EG-2	Hornfels filítico	55	30	III	62	Estable
EG-3	Gabrodiorita	63	38	II	54	Parcialmente estable
EG-4	Hornfels filítico	63	38	II	46	Parcialmente estable
EG-5	Hornfels filítico	58	33	III	41	Parcialmente estable
EG-6	Hematita-Martita	62	57	II	61	Estable
EG-7	Magnetita	66	61	II	74	Estable
EG-8	Magnetita	67	42	II	51	Parcialmente estable
EG-9	Hematita-Martita	57	52	III	61	Estable
EG-10	Hornfels filítico	58	53	III	62	Estable
EG-11	Hornfels filítico	58	33	III	62	Estable
EG-12	Hornfels filítico	63	38	II	62	Estable
EG-13	Hematita-Martita	63	38	II	51	Parcialmente estable
EG-14	Andesita	62	57	II	63	Estable
EG-15	Hornfels filítico	57	32	III	41	Parcialmente estable
EG-16	Hornfels filítico	39	14	IV	43	Parcialmente estable
EG-17	Hornfels filítico	63	58	II	62	Estable
EG-18	Hornfels filítico	55	30	III	53	Parcialmente estable
EG-19	Hornfels filítico	63	38	II	62	Estable
EG-20	Hornfels filítico	63	38	II	41	Parcialmente estable
EG-21	Hematita-Martita	57	32	III	56	Parcialmente estable
EG-22	Hornfels filítico	48	23	III	49	Parcialmente estable
EG-23	Hornfels filítico	57	32	III	61	Estable
EG-24	Gabrodiorita	64	59	II	70	Estable
EG-25	Gabrodiorita	63	38	II	51	Parcialmente estable
EG-26	Hornfels filítico	55	30	III	59	Parcialmente estable

Fuente mina-estudio

La mina 4, se encuentra ubicada muy cerca de las plantas de chancado 1 y 2, y se han unido en un solo pit convirtiéndose en la principal fuente de abastecimiento de mineral. El cuerpo geológico de esta mina es muy complejo, con la presencia de muchas fallas de los sistemas Repetición y La Huaca, así como la presencia de diques de diversa composición que los desplaza y dislocan, reduciendo y limitando su continuidad.



Figura 2.23. Perforación de banco

Fuente: Mina – estudio

### CAPITULO III

## METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

En este estudio se analizará de forma estadística un conjunto de procesos sistemáticos en base a conocimientos sobre la explotación correcta de una mina de tajo abierto. Por ello, se pondrá en evidencia, con la recolección de datos necesarios e instrumentos de medición, como la población y muestra de esta investigación se ve afectada al aplicar la metodología de la sección cero.



Figura 3.1. Proceso de la investigación científica

Fuente: Metodología de la investigación (Roberto Hernández, et al.)

### 3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

Esta investigación pertenece a la investigación aplicada, respecto al estudio a realizar posee un enfoque cuantitativo puesto que determinar los límites finales y económicos en una mina de tajo abierto aplicando la filosofía de la sección cero, es necesario identificar variables numéricas, y diseñar un plan de investigación científica y encontrar la evidencia necesaria para demostrar el cumplimiento de la hipótesis general y las subsiguientes hipótesis específicas.



Figura 3.2. tipos y niveles de investigación

Fuente: Metodología de la investigación (Humberto Ñaupas, et al.)

### 3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

Kerlinger (1991) dice el diseño de investigación es un plan porque no sólo responde a las preguntas de investigación, es decir los problemas, sino que además determina que variables van a ser estudiadas (variables dependientes, variables independientes, variables extrañas).

Kerlinger y Lee (2002) el diseño de investigación experimental y no experimental, son relevantes y necesarios, ya que tienen un valor propio. Cada uno posee sus características, y la decisión sobre qué clase de investigación y diseño específico se ha de seleccionar o desarrollar depende del planteamiento del problema, el alcance del estudio y las hipótesis.



Figura 3.3. Diseño de la investigación

Fuente: Metodología de la investigación (Humberto Ñaupas, et. al)

Para demostrar que la metodología de la sección cero genera un impacto positivo en la rentabilidad de la compañía minera, se deberá realizar un diseño adecuado para esta investigación.

Por un lado, esta investigación se llevará a cabo en base a un diseño correlacional, puesto que es necesario establecer relaciones entre las

variables, como por ejemplo las toneladas de material fragmentado de mineral versus el desmonte o desencapado de las minas. Los metros de mineral que se dejaron de explotar que está en función del tonelaje y ley del mineral. La profundidad del pit que está en función del tonelaje y la ley del mineral. Entonces, la filosofía de la sección cero siendo la profundización de del pit la variable dependiente, está en función directa del tonelaje y porcentaje de la ley del mineral a explotarse; siendo esta la variable independiente (Hernández, Fernández y Baptista, 2014, p. 155). Dicho de otro modo, este estudio describe el funcionamiento de la metodología de la sección cero en base a conceptos o variables como planeamiento de minado, los límites del tajo abierto, la cantidad de tonelaje de mineral, la cantidad de desmonte obtenida en las operaciones, geometría del tajo, la ley del mineral, etcétera.

Por otro lado, el estudio presentado posee un diseño correlacional, ya que los límites finales y económicos de una mina a tajo abierto se encuentran influenciados bajo la metodología de la sección cero, la cual permite que las operaciones de las empresas mineras logren conseguir la cantidad del mineral requerido de manera rentable a través de la aplicación de diversos procedimientos convencionales, es decir que si las operaciones de excavación de mineral y desmonte son correctamente ejecutadas, mayor será la eficiencia y utilidad de la empresa.

### **3.3. MATERIAL DE ESTUDIO**

#### **3.3.1. Población**

En este caso la población está conformada por 7 minas-estudio de tipo tajo abierto de la mina ubicada al Sur del Perú, las cuales se ubican en el departamento de Ica. A continuación, las minas o tajos de este estudio que son analizadas en esta investigación para verificar la viabilidad y metodología de la sección cero son las siguientes:

- Mina-estudio 2
- Mina-estudio 3
- Mina-estudio 4
- Mina-estudio 5
- Mina-estudio 14
- Mina-estudio 16
- Mina-estudio 19

Por otro lado, como estos tajos estaban siendo explotados durante años, respecto las operaciones mineras de perforación y voladura de rocas en el año 2019, se implementó la metodología de la sección cero pues es necesario determinar los límites finales y económicos de los pit para conseguir la mayor cantidad de material fragmentado, es decir mayor

rentabilidad a la empresa y reducir la incertidumbre de que se esté explotando con márgenes de pérdida, es decir que la compañía minera en vez de ganar este perdiendo.

### 3.3.2. Muestra

Se requiere delimitar la población para generalizar resultados y establecer parámetros en una muestra confiable que represente a la población total, mediante la siguiente fórmula:

$$n = \frac{N \times Z^2 \times p \times q}{e^2 \times (N - 1) + Z^2 \times p \times q}$$

Donde:

- N: Tamaño de la población, 7 tajos de una empresa minera ubicada en Ica.
- n: Tamaño de la muestra.
- Z: Constante correspondiente a la distribución de Gauss, 1.96 para un nivel de confianza del 95%.
- p: Proporción estimada de viabilidad de la filosofía de la sección cero para determinar los límites finales y económicos de un pit. Se considera un valor de 0.98.

- q: Proporción estimada de no viabilidad de la filosofía de la sección cero para determinar los límites finales y económicos de un pit. Se considera un valor de 0.02.
- e: Límite aceptable de error muestral. Se considera un valor de 10%.

Reemplazando los valores mencionados en la fórmula:

$$n = \frac{7 \times 1.96^2 \times 0.98 \times 0.02}{0.10^2 \times (7 - 1) + 1.96^2 \times 0.98 \times 0.02} = 3.8957$$

$$n \approx 4$$

Por consiguiente, para representar de manera confiable el total de minas o tajos abiertos donde se puede aplicar la filosofía de la sección cero para determinar los límites finales y económicos de un pit, es necesario analizar 4 casos-estudio. Aplicando la muestra aleatoria con Excel se eligieron los tajos 2, 4, 14 y 19.

### **3.4. TÉCNICAS, PROCEDIMIENTOS E INSTRUMENTOS**

Los datos cuantitativos requeridos para esta investigación se basan en las actividades de producción de las minas anteriormente mencionadas. Así mismo, se recopilan datos cuantitativos de los tajos seleccionados aleatoriamente, la cantidad de material a extraer de las minas

(toneladas) de los programas de producción de una empresa minera ubicada en Ica.

### **3.5. ESTRATEGIA PARA LA PRUEBA DE HIPÓTESIS**

En general, las herramientas de la estadística aplicada son utilizadas para generar credibilidad y carácter científico a la investigación. Por esta razón, la prueba de hipótesis es necesaria para determinar si las hipótesis son aceptadas o rechazadas de acuerdo con el análisis e interpretación de los resultados de los instrumentos de medición. La prueba de hipótesis que se plantea es un modelo estadístico de regresión lineal prueba t student. Así mismo, se realizó una selección aleatoria de 4 casos-estudio de la población total, para realizar la comprobación de hipótesis.

## **CAPITULO IV**

### **CALCULOS Y APLICACIONES**

De acuerdo al Plan de Minado para el Año 2017, para una base de producción total de 17'000,000 Tm de productos finales, de los cuales 9'000,000 Tm corresponderá a la producción de la Zona Antigua y 8'000,000 Tm a la producción de la Zona Nueva (Sector Este).

- a.** La producción de la Zona Antigua corresponde a la operación de las Minas 2, 3, 4, 5 y 10, de las cuales las Minas 2, 3 y 4 serán trabajadas con los equipos y personal de propia mina-estudio y las Minas 5 y 10 estará a cargo de la Empresa Minera San Martin Contratistas Generales; los procesos del Chancado, Jalado y Movimiento del material estéril del Dry Cobbing generado por terceros, será acarreado con los camiones de Shougang.
- b.** Se ha efectuado la proyección del avance de minado al 31 de Diciembre del 2016. En base a esta proyección se ha evaluado los niveles a trabajar y calculado el tonelaje del mineral a extraer para cumplir con el requerimiento de mineral solicitado por las Plantas de Beneficio.
- c.** La producción de la Zona Nueva corresponde a la operación de las Minas 14 y 19 que será realizado por la empresa Cosapi Minería.

- d. Se ha planificado realizar el Desarrollo del lado Norte de Mina 2 con los equipos de Shougang, el cual incluye el recorte del lado Nor Este de la Cancha 43.
- e. Debido a que en las minas no existe mineral de baja ley genético, a la mezcla que se produce del mineral con el material estéril por efecto de las voladuras (disparos) equivocadamente se le denomina baja ley, cuando en realidad es mineral diluido; por lo que, de ahora en adelante a esta mezcla se le denomina MINERAL DILUIDO y no baja ley.



Figura 4.1. Carguío de mineral

Fuente: Mina - estudio

Para el desarrollo de este capítulo, se describe las cuatro muestras correspondientes a las minas 2, 4, 14 y 19 que fueron seleccionadas aleatoriamente aplicando el programa Excel; tomando en cuenta las toneladas de desbroce que se explotaron en su momento de cada mina-estudio hasta llegar al mineral e iniciar la explotación propiamente dicha. Como se mencionó en los capítulos anteriores en estas muestras se aplicará la filosofía de la sección cero en cada tajo o mina, de tal manera que la compañía minera tenga el

conocimiento confiable en donde detener la explotación para no perder y conocer cuánto mineral dejará de explotar porque ya no le es rentable.



Figura 4.2. Pala en operación

Fuente: Mina - estudio

#### 4.1. CASOS - ESTUDIO

Los equipos requeridos para las operaciones por la mina-estudio para el cumplimiento del presente Plan de Minado, se requerirá un promedio de los siguientes equipos operativos:

Tabla 4.1: Equipos mineros

Equipos	Cantidad
Camiones operando	15 + 6 = 21
Palas	6 + 1 = 7
Perforadoras	5 + 1 = 6
Cargadores frontales	2
Tractores de oruga	4
Tractores de rueda	3
Motoniveladoras	2
Perforadora de pre-corte	1
Perforadora secundaria	1
Martillos hidráulicos	2
Tanques de regadillo	2
Perforadora de exploración	1
Retro excavadora	1

Fuente Mina-estudio



Figura 4.3. Perforadoras BE – 50R y 61R

Fuente: Mina - estudio



Figura 4.4. Perforadora BE- 45R

Fuente: Mina - estudio

Las perforadoras y palas se distribuirán en las minas de la siguiente manera:

Tabla 4.2: Distribución de equipos

Equipos	Minas			Canchas 229 y 244
	M-2	M-3	M4	
6 perforadoras	BE-16	GD-21	YZ-23	
	GD-20	YZ-22	YZ-24	
7 Palas	TZ-36	TZ-35	TZ-37	PH-32
	TZ-39	TZ-38	TZ-40	

Fuente Mina-estudio

Se mantendrá en stand by las palas PH-16 y PH-31 y Perforadoras BE-12 y BE-18. El cargador frontal (413/303) trabajara tanto en Minas como en Canchas según lo requiera la producción. Se tomará dos casos-estudio con la profundización convencional en la explotación de los minerales versus la profundización aplicando la filosofía de la sección cero.

#### **4.1.1. Pits con profundización convencional**

Como ya se mencionó en acápite anteriores la mina 2 y 4 son operadas por la propia mina-estudio, para lo cual se cuenta con la siguiente información.

##### **a. Mina 2.**

Esta Mina 2 tiene el cuerpo mineralizado con buzamiento hacia el Nor Este y geológicamente está cortado por dacitas, andesitas y pequeños diques básicos. El mineral económicamente remanente es primario formado por magnetita con sulfuros de Fierro y leyes bajas de Cobre. Las reservas son predominantes de mineral primario del tipo CG y FG. Las reservas minables al 30/09/2016 son de 13'464,845 Tm del LFP con un tonelaje aproximado en desmonte de 37'701,500 Tm.

Para la mina 2, se cuenta con la siguiente información:

- Profundidad del pit 1615'
- Filosofía de la sección cero.
- La metodología fue ensayo y error.
- Se tiene que hacer los siguientes supuestos: configuración cilíndrica y cónica de los extremos.
- Las secciones son parte del yacimiento.
- El centro del cilindro y / o cono se toma en la línea base.

Se asume que la sección es  $x$  pies, desde el final. Entonces, la sección deseada será  $(1000 + x)$  E. Por tanto, de acuerdo con la figura 4.5; se tendrá:

$$\begin{aligned}
 \text{Volumen de mineral} &= \frac{1}{27} \left[ \frac{\pi x^2(1615 - x)}{2} + \frac{1}{3} \frac{\pi x^3}{2} \right] yd^3 \\
 &= \frac{1}{54} \left[ \pi x^2(1615 - x) + \frac{1}{3} \pi x^3 \right] yd^3 \\
 &= \frac{1}{54} \left[ \pi x^2 x 1615 - \pi x^3 + \frac{1}{3} \pi x^3 \right] yd^3 \\
 &= \frac{1}{54} \left[ 5073.672 x^2 - \frac{2}{3} \pi x^3 \right] yd^3 \\
 &= \frac{1}{54} [5073.672 x^2 - 2.094395 x^3] yd^3 \\
 &= 93.96 x^2 - 0.04 x^3
 \end{aligned}$$

$$\therefore \text{Volumen de mineral} = (93.96x^2 - 0.04x^3)$$

Ahora el volumen del desmonte:

$$= \left[ \frac{1}{3} \pi x \frac{1615^3}{54} - \text{Volumen del mineral} \right] yd^3$$

Por lo tanto, el volumen del desmonte:

$$\begin{aligned}
 &= \left[ \frac{1}{3} \pi x \frac{1615^3}{54} - (93.96 x^2 - 0.04 x^3) \right] yd^3 \\
 &= \left[ \frac{\pi}{162} x 4.2111 x 10^9 - (93.96x^2 - 0.04x^3) \right] yd^3
 \end{aligned}$$

$$= [81663952 - 93.96x^2 + 0.04x^3]yd^3$$

Pero se sabe que:

$$\text{Volumen del desmonte} \times \$ c = \text{volumen del mineral} \times \$ P \rightarrow (1)$$

Entonces, reemplazando valores en la ecuación (1), se tiene:

$$\$ 2[81663952 - 93.96x^2 + 0.04x^3]yd^3 = \$ 16.2x[93.96x^2 - 0.04x^3]yd^3$$

$$1.63 \times 10^8 - 187.92x^2 + 0.08x^3 = 1522.15x^2 - 0.65x^3$$

$$0.73x^3 - 1710.1x^2 + 1.63 \times 10^8 = 0$$

$$x^3 - 2342.6x^2 + 2.23 \times 10^8 = 0$$

Entonces, resolviendo la ecuación de tercer grado, se tendrá:

$$x = 333$$

$$\therefore x = 333'$$

Pero por dato, se tiene que tomar el 75% de x;

$$\text{Entonces, el 75\% de } x = 0.75 \times 333 \approx 250'$$

$$\therefore x = 250' \text{ o}$$

$$x = 76.2 \text{ m}$$

Por lo tanto, los límites aproximados y económicos del pit en los extremos estarán en la sección  $(1000 + 250) E = 1250$

En resumen, si se hubiera aplicado la filosofía de la sección cero, según el resultado obtenido 1250 pies, se hubiera dejado de explotar 365 pies, porque no resulta económicamente rentable su explotación para la compañía minera.

En cuanto a la determinación del "striping ratio" para esta mina, se aplica la fórmula siguiente:

$$\text{Striping Ratio} = \frac{\text{Waste}}{\text{Ore}}$$

$$SR = \frac{37\,701,500}{13\,464,845} = 2.8$$

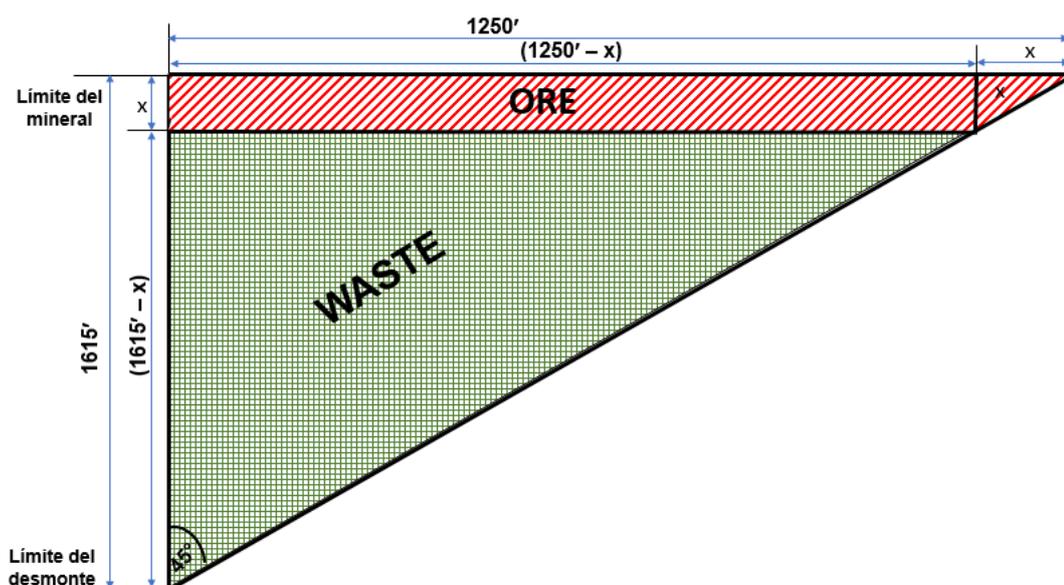


Figura 4.5. Mina 2, profundidad económica y Límite de desmonte bajo el supuesto de "extremo cónico"

Fuente: Calder, P.

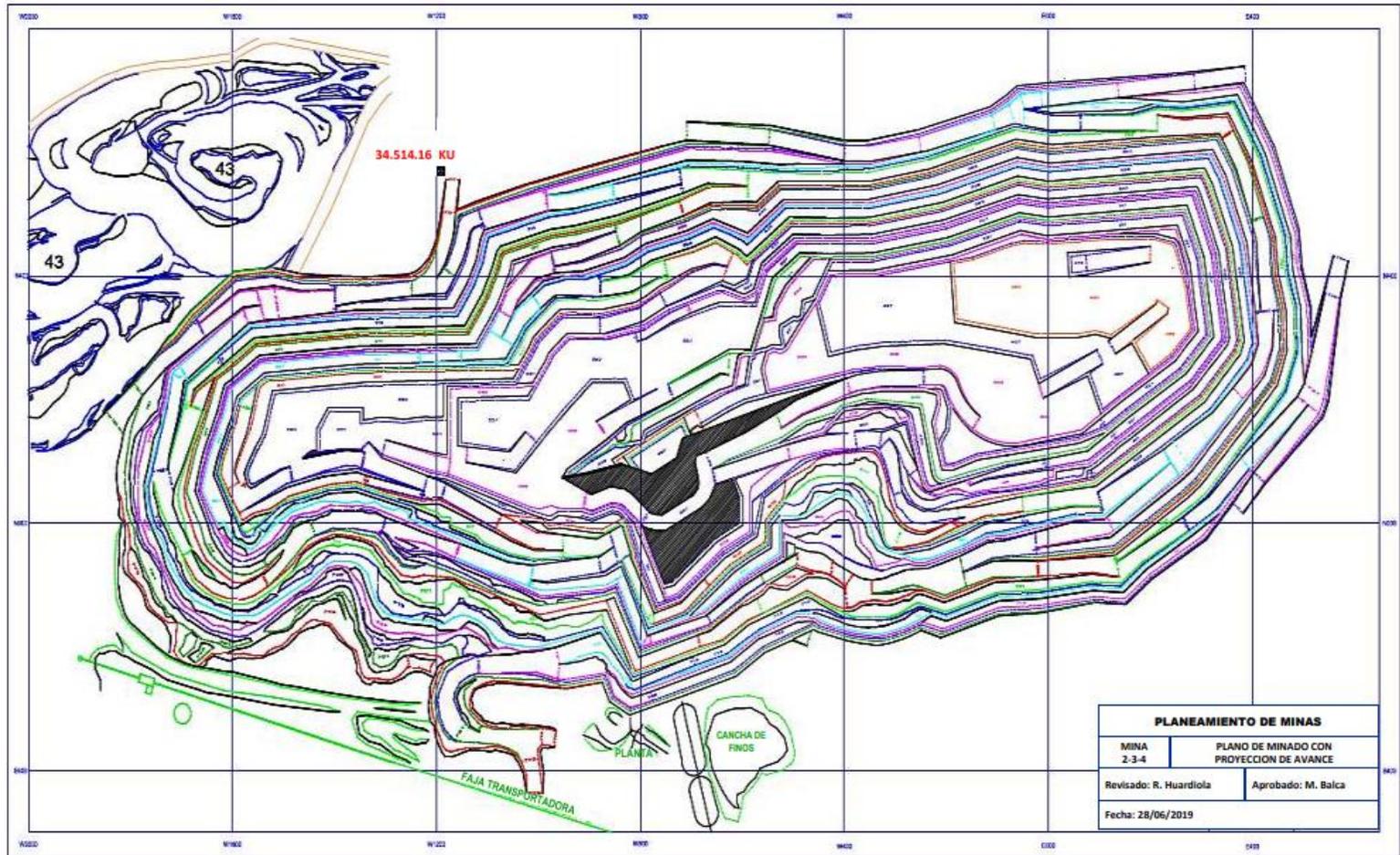


Figura 4.6. Plano de minado para el tajo 2, 3 y 4

Fuente: Mina - estudio

**b. Mina 4.**

Esta mina se encuentra ubicada muy cerca de las plantas de chancado 1 y 2 por su ubicación estratégica es considerada como la principal fuente de abastecimiento de mineral.



Figura 4.7. Planta chancadora

Fuente: Mina - estudio

El cuerpo geológico de esta mina es muy complejo, con la presencia de muchas fallas de los sistemas Repetición y La Huaca, así como la presencia de diques de diversa composición que desplaza y disloca al cuerpo de mineral, reduciendo y limitando su continuidad.

Es importante mencionar que la Compañía China Jindy en razón a un contrato firmado con la mina-estudio realizó una campaña exploratoria

de 21 taladros diamantinos en Mina 4, que permitió perforar 8,312 m, que han servido para recalcular sus reservas y actualizar su diseño y futuras ampliaciones. Así también, en el año 2010 se ejecutaron 2 taladros diamantinos con un total de 730.46 m perforados por la Empresa Prospección Minera y Geológica Shoukan S.R.L. Sus reservas minables al 30/09/2015 son de 28'202,498 Tm del LFP. Con el propósito de extraer un Total de 81'787,850 Tm de material estéril y exponer importantes reservas de mineral.



Figura 4.8. Operación de acarreo

Fuente: Mina - estudio

También se consideran los supuestos presentados en el pit anterior:

- Profundidad del pit 1725'
- Filosofía de la sección cero.

- La metodología utilizada fue: ensayo y error.
- Se tiene que hacer los siguientes supuestos: configuración cilíndrica y cónica de los extremos.
- Las secciones son parte del yacimiento.
- El centro del cilindro y / o cono se toma en la línea base.

Entonces, se debe asumir que la sección es  $x$  pies, desde el final; la sección deseada será  $(1000 + x)$  E. Por tanto, de acuerdo con la figura siguiente; se tendrá:

$$\begin{aligned}
 \text{Volumen de mineral} &= \frac{1}{27} \left[ \frac{\pi x^2(1725 - x)}{2} + \frac{1}{3} \frac{\pi x^3}{2} \right] yd^3 \\
 &= \frac{1}{54} \left[ \pi x^2(1725 - x) + \frac{1}{3} \pi x^3 \right] yd^3 \\
 &= \frac{1}{54} \left[ \pi x^2 1725 - \pi x^3 + \frac{1}{3} \pi x^3 \right] yd^3 \\
 &= \frac{1}{54} \left[ 5419.247 - \frac{2}{3} \pi x^3 \right] yd^3 \\
 &= \frac{1}{54} [5419.247 x^2 - 2.094395 x^3] yd^3 \\
 &= 100.356 x^2 - 0.04 x^3 \\
 \therefore \text{Volumen de mineral} &= (100.36x^2 - 0.04x^3)
 \end{aligned}$$

Ahora el volumen del desmonte:

$$= \left[ \frac{1}{3} \pi \times \frac{1725^3}{54} - \text{Volumen del mineral} \right] yd^3$$

Por lo tanto, el volumen del desmante:

$$\begin{aligned} &= \left[ \frac{1}{3} \pi \times \frac{1725^3}{54} - (100.36x^2 - 0.04x^3) \right] yd^3 \\ &= \left[ \frac{\pi}{162} \times 5.133 \times 10^9 - (100.36x^2 - 0.04x^3) \right] yd^3 \\ &= [99541036 - 100.36x^2 - 0.04x^3] yd^3 \end{aligned}$$

Pero se sabe que:

$$\text{Volumen del desmante} \times \$ c = \text{volumen del mineral} \times \$ P \rightarrow (1)$$

Entonces, reemplazando valores en la ecuación (1), se tiene:

$$\begin{aligned} &\$ 2.55[99541036 - 100.36x^2 - 0.04x^3] yd^3 \\ &= \$ 15.99(100.36x^2 - 0.04x^3) yd^3 \end{aligned}$$

$$-0.102x^3 - 255.918x^2 + 253829641.8 = -0.6396x^3 + 1604.7564x^2$$

Entonces, resolviendo la ecuación de tercer grado, se tendrá:

$$\therefore x = 392.24'$$

Pero por datos, se tiene que tomar el 75% de x;

$$\text{Entonces, el 75\% de } x = 0.75 \times 392.24 \approx 294.18'$$

$$\therefore x = 294'$$

$$x = 89.6 \text{ m}$$

Por lo tanto, los límites aproximados y económicos del pit en los extremos estarán en la sección (1000 + 294) E = 1294

En resumen, si se hubiera aplicado la filosofía de la sección cero, según el resultado obtenido 1294 pies, se hubiera dejado de explotar 431 pies, porque no resulta económicamente rentable su explotación para la compañía minera.

Respecto a la determinación del "striping ratio" para esta mina, se aplica la fórmula siguiente:

$$\textit{Striping Ratio} = \frac{\textit{Waste}}{\textit{Ore}}$$

$$SR = \frac{81\,787,850}{28\,202,498} = 2.9$$

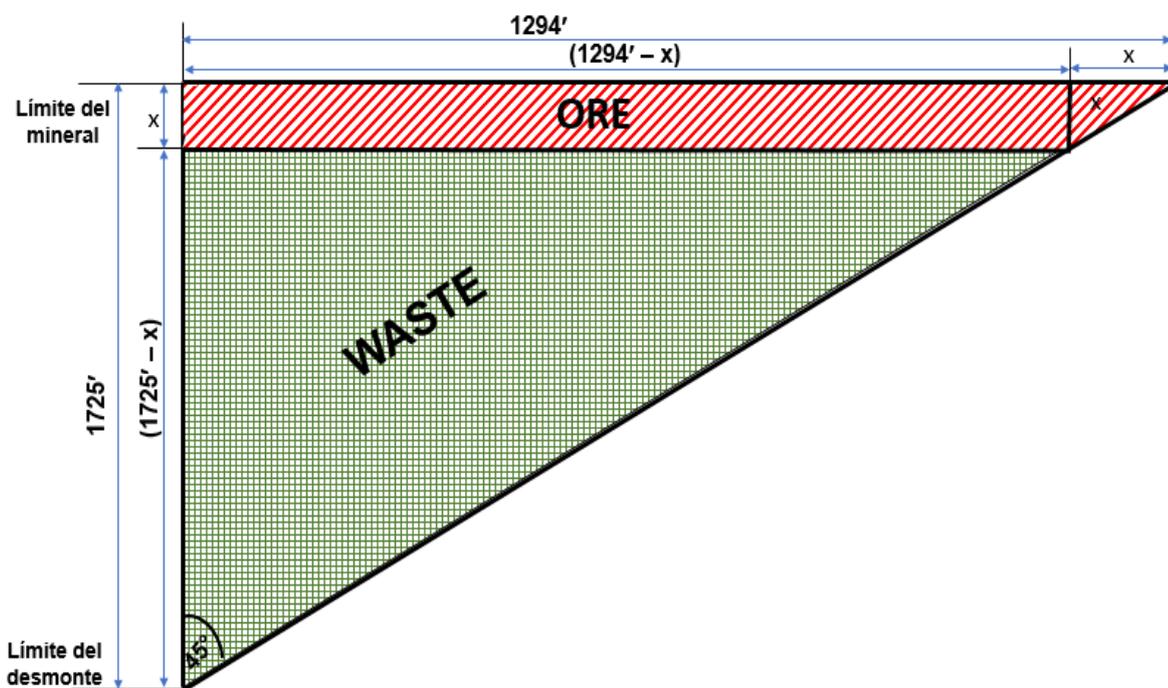


Figura 4.9. Mina 4, profundidad económica y Límite del desmonte bajo el supuesto de “extremo cónico”

Fuente: Calder, P.

#### 4.1.2. Pits aplicando la filosofía de la sección cero

##### a. Mina-estudio 14

La mineralización tiene una forma tabular, como resultado de la sustitución de algunas de las capas favorables en la Formación Marcona y ubicada en las coordenadas 62,800E y 67,520N, y la potencia es variable entre 80-150 mts. El cuerpo de mineral tiene un azimut general de 50° y buzamientos variables entre 20° y 50°, con un promedio de 30° hacia NE.

Ambas rocas encajonantes están compuestas de cornubianitas, además existen andesitas porfíricas, dacita y diques de granodiorita que cortan el cuerpo de mineral, el mismo que está cubierto por encapado aluvial con potencia que alcanza hasta 40 mts. La mineralización económica está conformada en tres zonas típicas: Oxidada, Transicional y Primaria,

En el año 2009 se perforaron 45 taladros de exploración (40 RC y 5 DDH) con 16,206.40 mts, por las Empresas AK Drilling y Redrilsa. Los afloramientos de mineralización en la superficie, han sido parcialmente explotados hasta los años 90. Esta Mina es explotada por la Empresa COSAPI.

Sus reservas minables al 30/09/2015 son de 115'599,972 Tm, correspondiente al diseño de minado del FLP elaborado por NETC. El material estéril aproximado que se extraerá de esta mina es de 254'319,938Tm.

Aplicando la filosofía de la sección cero para esta mina-estudio se cuenta con la data siguiente:

- Profundidad del pit 1350'
- Filosofía de la sección cero.
- La metodología utilizada fue: ensayo y error.

- Se tiene que hacer los siguientes supuestos: configuración cilíndrica y cónica de los extremos.
  - Las secciones son parte del yacimiento.
  - El centro del cilindro y / o cono se toma en la línea base.

También, se debe asumir que la sección es  $x$  pies, desde el final; entonces la sección deseada será  $(1000 + x)$  E. Por tanto, de acuerdo con la figura siguiente; se tendrá:

$$\text{Volumen de mineral} = \frac{1}{27} \left[ \frac{\pi x^2(1350 - x)}{2} + \frac{1}{3} \frac{\pi x^3}{2} \right] yd^3$$

$$= \frac{1}{54} \left[ \pi x^2(1350 - x) + \frac{1}{3} \pi x^3 \right] yd^3$$

$$= \frac{1}{54} \left[ \pi x^2 1350 - \pi x^3 + \frac{1}{3} \pi x^3 \right] yd^3$$

$$= \frac{1}{54} \left[ 4241.15 - \frac{2}{3} \pi x^3 \right] yd^3$$

$$= \frac{1}{54} [5419.247 x^2 - 2.094395 x^3] yd^3$$

$$= 78.54 x^2 - 0.04 x^3$$

$$\therefore \text{Volumen de mineral} = (78.54 x^2 - 0.04 x^3)$$

Ahora el volumen del desmonte:

$$= \left[ \frac{1}{3} \pi \times \frac{1725^3}{54} - \text{Volumen del mineral} \right] yd^3$$

Por lo tanto, el volumen del desmonte:

$$= \left[ \frac{1}{3} \pi \times \frac{1350^3}{54} - (78.54 x^2 - 0.04x^3) \right] yd^3$$

$$= \left[ \frac{\pi}{162} \times 2.46 x 10^9 - (78.54 x^2 - 0.04x^3) \right] yd^3$$

$$= [47712938.4 - 78.54 x^2 - 0.04x^3] yd^3$$

Al igual que el caso anterior, se sabe que:

- Volumen del desmonte x \$ c = volumen del mineral x \$ P → (1)

Entonces, reemplazando valores en la ecuación (1), se tiene:

$$\begin{aligned} \$ 1.45[47712938.4 - 78.54 x^2 - 0.04x^3] yd^3 \\ = \$ 11.38(78.54 x^2 - 0.04x^3) yd^3 \\ -0.058x^3 - 113.883x^2 + 69183760.68 = -0.4552x^3 + 893.7852x^2 \end{aligned}$$

- Entonces, resolviendo la ecuación de tercer grado, se tendrá:

$$\therefore x = 277.66'$$

- Pero por datos, se tiene que tomar el 75% de x.
- Entonces, el 75% de x = 0.75 x 277.66 ≈ 208.245'

$$\therefore x = 208'$$

$$x = 63.5 \text{ m}$$

Por lo tanto, los límites aproximados y económicos del pit en los extremos estarán en la sección (1000 + 208) E = 1208'. Esto quiere decir que, para la finalización en la profundización de esta mina se dejará de explotar 142 pies o 43 metros, porque no es económicamente rentable para la compañía minera seguir profundizando el pit.

En cuanto al "striping ratio" o relación desmonte/mineral para esta mina 14, se determina aplicando la siguiente ecuación matemática:

$$\text{Striping Ratio} = \frac{\text{Waste}}{\text{Ore}}$$

$$SR = \frac{254\,319,938}{115\,599,972} = 2.2$$

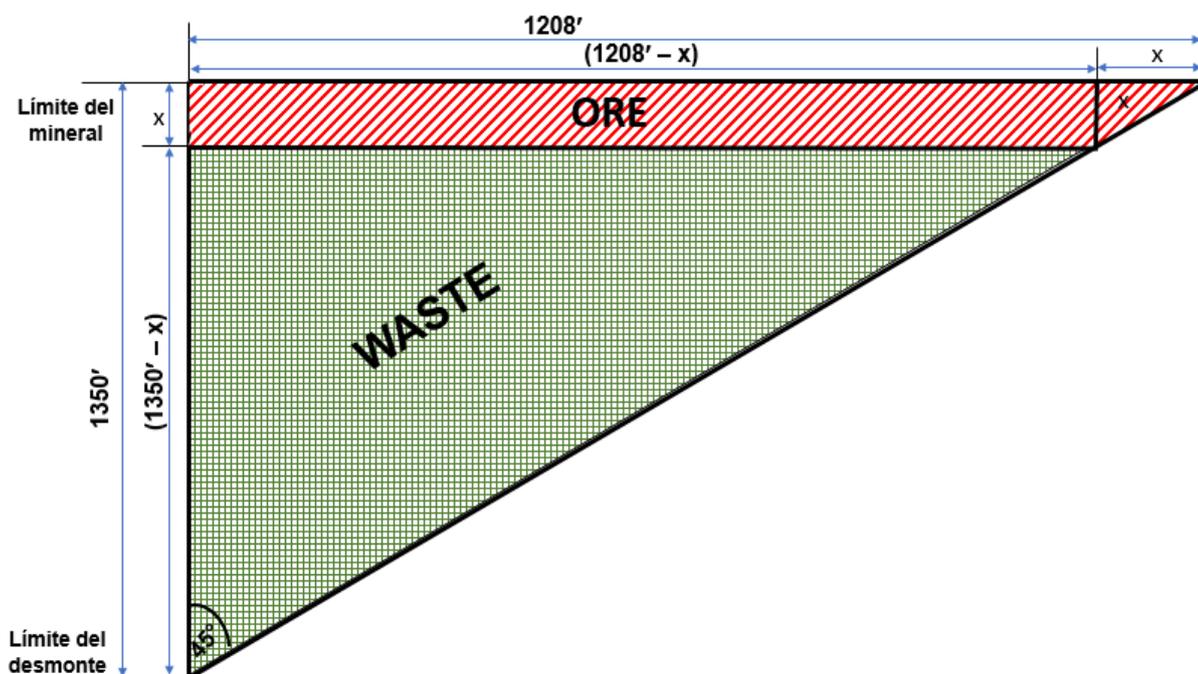


Figura 4.10. Mina 14, profundidad económica y Límite del desmonte bajo el supuesto de “extremo cónico”

Fuente: Calder, P.

### **b. Mina-estudio 19**

Pertenece a la Formación Marcona, ubicado a 250 mts SW de la Anomalía A-36, el cuerpo mineralizado tiene un rumbo N 55 ° E y buzamiento entre 30° y 60° hacia NW, su espesor alcanza hasta 60 mts, con un promedio de 40 mts. Presenta dique de Andesita, dacita y diques básicos ocurren con una orientación NW y buzamientos hacia SW. Esta Mina es explotada por la Empresa COSAPI.

Sus reservas minables al 30/09/2015 son de 2'901,696 Tm, correspondiente al diseño de minado del LFP elaborado por NETC, con una explotación aproximada de material estéril o desmonte de 5'223,055 Tm

Para obtener esta determinación se debe utilizar la siguiente data:

- Profundidad del pit: 1605'
- Filosofía de la sección cero.
- La metodología utilizada fue: ensayo y error.
- Se tiene que hacer los siguientes supuestos: configuración cilíndrica y cónica de los extremos.
  - Las secciones son parte del yacimiento.
  - El centro del cilindro y / o cono se toma en la línea base.

Se asume que la sección es  $x$  pies, desde el final; entonces la sección deseada será  $(1000 + x)$  E. Por tanto, de acuerdo con la figura siguiente; se tendrá:

$$\text{Volumen de mineral} = \frac{1}{27} \left[ \frac{\pi x^2 (1605 - x)}{2} + \frac{1}{3} \frac{\pi x^3}{2} \right] yd^3$$

$$= \frac{1}{54} \left[ \pi x^2 (1605 - x) + \frac{1}{3} \pi x^3 \right] yd^3$$

$$= \frac{1}{54} \left[ \pi x^2 1605 - \pi x^3 + \frac{1}{3} \pi x^3 \right] yd^3$$

$$= \frac{1}{54} \left[ 5,042.268 x^2 - \frac{2}{3} \pi x^3 \right] yd^3$$

$$= \frac{1}{54} [-2.09439 x^3 + 5042.268 x^2] yd^3$$

$$= -0.038785 x^3 + 93.37533 x^2$$

$$\therefore \text{Volumen de mineral} = (93.3753 x^2 - 0.0388 x^3)$$

Ahora el volumen del desmonte:

$$= \left[ \frac{1}{3} \pi x \frac{1605^3}{54} - \text{Volumen del mineral} \right] yd^3$$

Por lo tanto, el volumen del desmonte:

$$\begin{aligned}
 &= \left[ \frac{1}{3} \pi x \frac{1605^3}{54} - (93.3753x^2 - 0.0388x^3) \right] yd^3 \\
 &= \left[ \frac{\pi}{162} x 4.1345 \times 10^9 - (93.3753x^2 - 0.0388x^3) \right] yd^3 \\
 &= [80178487 - 93.96x^2 + 0.04x^3] yd^3
 \end{aligned}$$

Pero se sabe que:

Volumen del desmonte x \$ c = volumen del mineral x \$ P → (1)

Entonces, reemplazando valores en la ecuación (1), se tiene:

$$\begin{aligned}
 &\$ 2[80178487 - 93.96x^2 + 0.04x^3] yd^3 \\
 &= \$ 16.2[93.3753x^2 - 0.0388x^3] yd^3 \\
 &0.08x^3 - 187.92x^2 + 160356974 = -0.62856x^3 + 1512.67986x^2 \\
 &0.70856x^3 - 1700.59986x^2 + 160356974 = 0
 \end{aligned}$$

Entonces, resolviendo la ecuación de tercer grado, se tendrá:

$$x = 330.7012$$

Pero por datos, se tiene que tomar el 75% de x;

Entonces, el 75% de x = 0.85 x 330.7012 ≈ 278.871'

$$\therefore x = 279' \text{ o}$$

$$\mathbf{x = 85m}$$

Por lo tanto, los límites aproximados y económicos del pit en los extremos estarán en la sección  $(1000 + 279) \text{ E} = 1279'$ .

De acuerdo a los resultados obtenidos de 1279 pies aplicando la filosofía de la sección, quiere decir que, se dejará de explotar 326 pies porque no le resulta es económicamente rentable para la compañía minera continuar con la profundización del pit.

Respecto a la determinación del "striping ratio" o relación desmonte/mineral para esta mina 19, se determina aplicando la siguiente ecuación matemática:

$$\text{Striping Ratio} = \frac{\text{Waste}}{\text{Ore}}$$

$$SR = \frac{5\,223,055 \text{ Tm}}{2\,901,696 \text{ Tm}} = 1.8$$

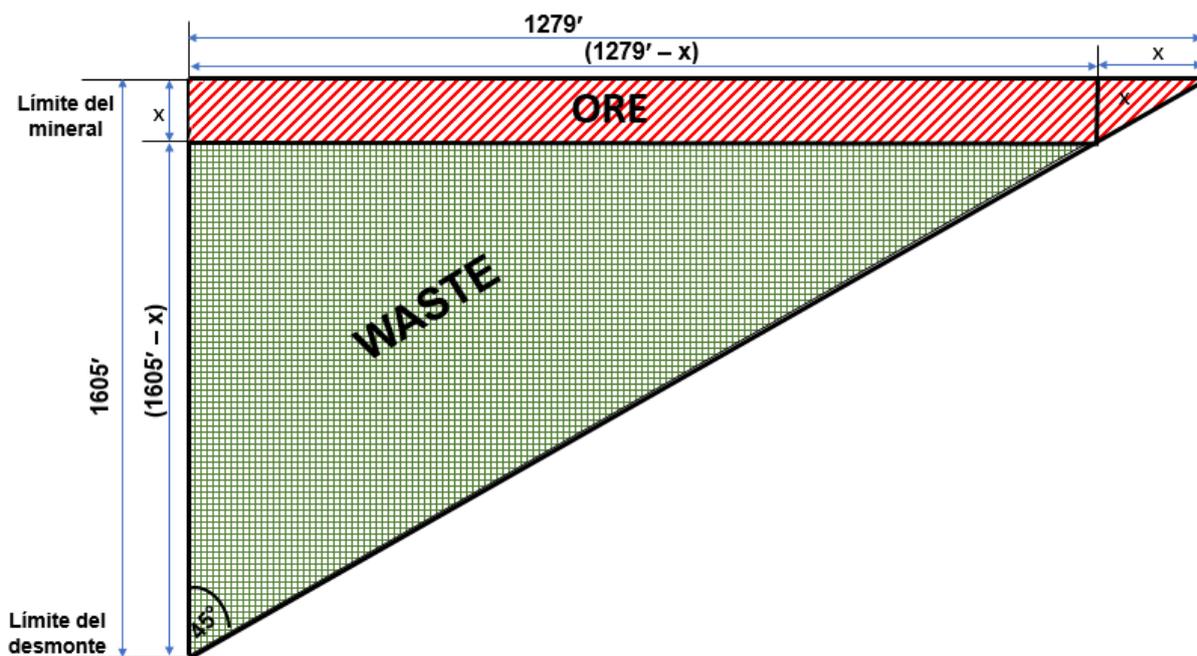


Figura 4.11. Mina 19, profundidad económica y Límite de desmonte bajo el supuesto de "extremo cónico"

Fuente: Calder, P.

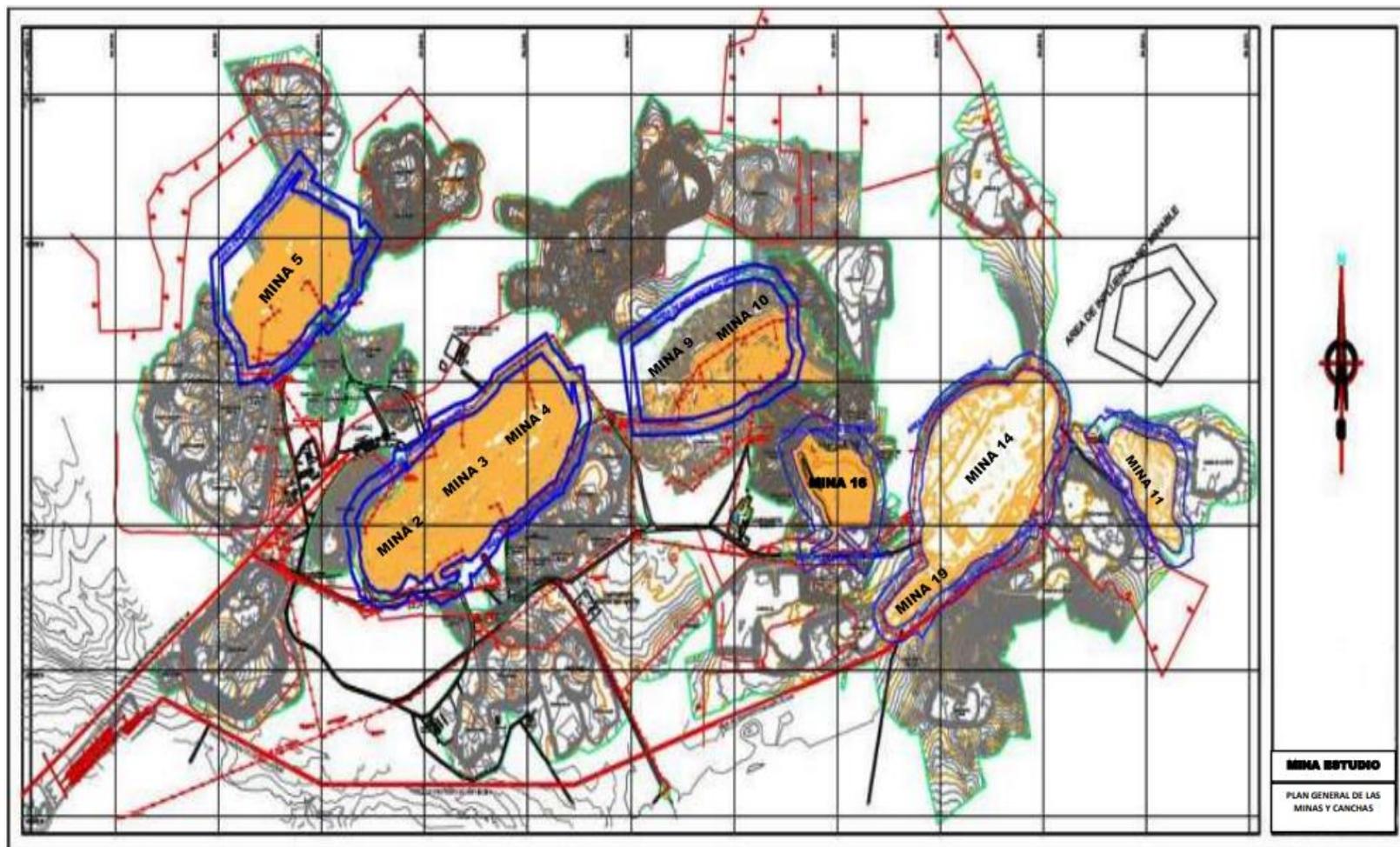


Figura 4.12. Plano general de los tajos de la mina - estudio

Fuente: Mina - estudio

## **CAPITULO V**

### **ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS**

En este capítulo se analizarán los resultados obtenidos de los cuatro casos-estudio de los tajos descritos anteriormente. Por lo tanto, se deberá analizar cuantitativamente las minas-estudio 2, 4, 14 y 19, las cuales fueron elegidas de manera aleatoria, y como estas influyen en el tonelaje.

#### **5.1. ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS**

##### **5.1.1. Análisis de los Pit**

Con la prueba estadística t student que se aplica a cada hipótesis planteada, se ha demostrado que aplicando la filosofía de la sección cero se logrará disminuir la probabilidad de continuar explotando los tajos que ya nos es rentable para la mina-estudio, cuyas dimensiones de estos tajos seleccionados aleatoriamente se pueden observar en la tabla 1.1.

- La mina 2: Es explotada por la propia mina-estudio, la cual tiene una profundidad proyectada de 492.25m y una explotación de mineral de 13'464,845Tm y una extracción de desmonte de 37'701,500Tm y un S.R = 2.8.
- La mina 4: También es explotada por la propia mina-estudio, la cual tiene una profundidad proyectada de 525.78m y una explotación de mineral de 28'202,498Tm y una extracción de desmonte de 81'787,850Tm y un S.R = 2.9.
- La mina 14: Esta mina es explotada por una contrata, la cual tiene una profundidad proyectada de 411.48m y una profundidad real aplicando la filosofía de la sección cero es 368.20m, cuya explotación de mineral de 115'599,972Tm y una extracción de desmonte de 254'319,938Tm y un S.R = 2.2
- La mina 19: También esta mina es explotada por una contrata, la cual tiene una profundidad proyectada de 489.20m y una profundidad real aplicando la filosofía de la sección cero es 389.84m, cuya explotación de mineral de 2'901,696Tm y una extracción de desmonte de 5'223,055Tm y un S.R = 1.8.

## **5.2. ANÁLISIS DE CONTRASTE DE LA HIPÓTESIS**

### **5.2.1. Contrastación de la hipótesis H1A**

**SIN LA APLICACIÓN DE LA FILOSOFÍA DE LA SECCIÓN CERO:** En la tabla 4.2 se muestra el tonelaje total de la extracción de desmonte de las minas-estudio que fueron seleccionadas aleatoriamente sin la aplicación de la filosofía de la sección cero, es decir considerando la profundidad proyectada respectivamente.

Tabla 5.1: Desmonte sin la aplicación de la sección cero

Ítem	Mina	Tm
1	2	37'701,500
2	4	81'787,850
3	14	284'215,342
4	19	6'554,342

Fuente: Elaboración propia

**CON LA APLICACIÓN DE LA FILOSOFÍA DE LA SECCIÓN CERO:** En la tabla 4.3 se muestra el tonelaje total de la extracción de desmonte de las minas-estudio que fueron seleccionadas aleatoriamente teniendo en cuenta la aplicación de la filosofía de la sección cero.

Tabla 5.2: Desmonte con la aplicación de la sección cero

Ítem	Mina	Tm
1	2	29'180,728
2	4	61'352,741
3	14	254'319,938
4	19	5'223,055

Fuente: Elaboración propia

## SIN LA APLICACIÓN DE LA FILOSOFÍA DE LA SECCIÓN CERO.

### Estadística de prueba de t de student

Primero se determina la media y la desviación estándar.

$$\text{Media: } \bar{x} = \frac{\text{Suma de todos los valores en Tm}}{\text{Cantidad de valores}}$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$$

Donde  $n_1 = 4$  (cantidad de datos)

$$\text{Media: } \bar{x} = \frac{410,258,854}{4} \quad \bar{x} = 102,564,714$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{4-1} \sum_{i=1}^2 (x_i - \bar{x})^2}$$

$$s_1 = 124,971,718.94$$

## CON LA APLICACIÓN DE LA FILOSOFÍA DE LA SECCION CERO.

### Estadística de prueba de "t" de student

Se determina la media y la desviación estándar.

$$\text{Media: } \bar{x} = \frac{\text{Suma de todos los valores en Tm}}{\text{Cantidad de valores}}$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$$

Donde  $n_1 = 4$  (cantidad de datos)

$$\text{Media: } \bar{x} = \frac{350,076,461}{4} \quad \bar{x} = 87,519,115$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{2-1} \sum_{i=1}^2 (x_i - \bar{x})^2}$$

$$s_2 = 113,553,515.48$$

## PRUEBA ESTADÍSTICA PARA LAS DOS MUESTRAS

Diferencia entre las medias:

$$\bar{x}_2 - \bar{x}_1 = 102,564,714 - 87,519,115 = 15,045,598$$

Grado de libertad:

$$s_1 = 124,971,718.94 \quad s_2 = 113,553,515.48$$

$$g.l = n_1 + n_2 - 2$$

$$g.l \approx 6$$

Según este valor y buscando en la tabla:

Con significación d error del 5%.

Grados de libertad	0.25	0.1	0.05	0.025	0.01	0.005
1	1.0000	3.0777	6.3137	12.7062	31.8210	63.6559
2	0.8165	1.8856	2.9200	4.3027	6.9645	9.9250
3	0.7649	1.6377	2.3534	3.1824	4.5407	5.8408
4	0.7407	1.5332	2.1318	2.7765	3.7469	4.6041
5	0.7267	1.4759	2.0150	2.5706	3.3649	4.0321
6	0.7176	1.4398	1.9432	2.4469	3.1427	3.7074
7	0.7111	1.4149	1.8946	2.3646	2.9979	3.4995
8	0.7064	1.3968	1.8595	2.3060	2.8965	3.3554
9	0.7027	1.3830	1.8331	2.2622	2.8214	3.2498
10	0.6998	1.3722	1.8125	2.2281	2.7638	3.1693
11	0.6974	1.3634	1.7959	2.2010	2.7181	3.1058
12	0.6955	1.3562	1.7823	2.1788	2.6810	3.0545
13	0.6938	1.3502	1.7709	2.1604	2.6503	3.0123
14	0.6924	1.3450	1.7613	2.1448	2.6245	2.9768
15	0.6912	1.3406	1.7531	2.1315	2.6025	2.9467
16	0.6901	1.3368	1.7459	2.1199	2.5835	2.9208
17	0.6892	1.3334	1.7396	2.1098	2.5669	2.8982
18	0.6884	1.3304	1.7341	2.1009	2.5524	2.8784
19	0.6876	1.3277	1.7291	2.0930	2.5395	2.8609
20	0.6870	1.3253	1.7247	2.0860	2.5280	2.8453
21	0.6864	1.3232	1.7207	2.0796	2.5176	2.8314
22	0.6858	1.3212	1.7171	2.0739	2.5083	2.8188
23	0.6853	1.3195	1.7139	2.0687	2.4999	2.8073
24	0.6848	1.3178	1.7109	2.0639	2.4922	2.7970

El t:

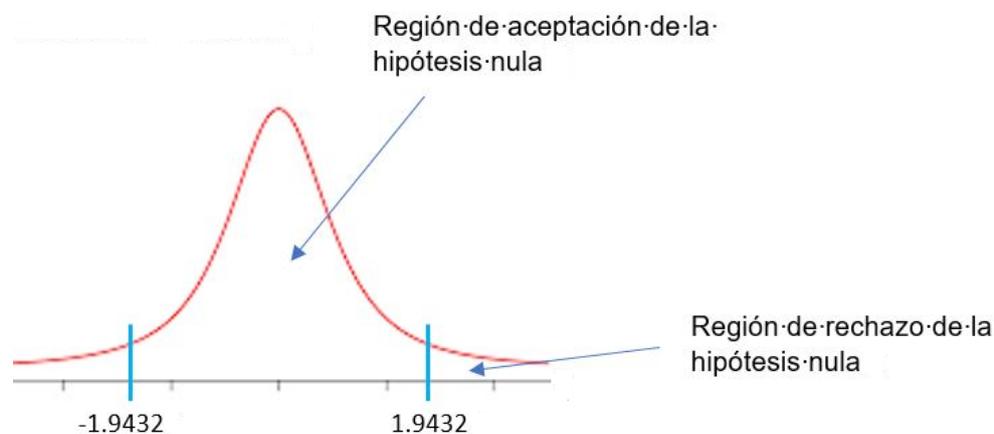
$$t = \frac{\bar{x}_2 - \bar{x}_1}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}}$$

$$t = 0.1782$$

Por Hipótesis Nula:

$$H_0: \mu_1 - \mu_2 = 0$$

$H_0$  = La media del desmonte generado con la profundidad proyectada y con la sección cero son iguales o parecidos.



Dado que  $t = 1.1782$  es mayor que  $-1.9432$  y menor que  $1.9432$ , es decir cae en la zona de aceptación de la hipótesis nula.

Por tanto, y dado que la hipótesis nula establece que la diferencia de medias de la profundidad del tajo con y sin filosofía de la sección cero es igual a cero se puede concluir que existe evidencia de que las medias de las dos muestras pueden ser iguales o similares, o lo que es lo mismo, no se han encontrado diferencias estadísticamente significativas ya que el valor de  $t$  abarca la zona de aceptación.

Este resultado se obtiene porque la diferencia de los dos grupos no es mucha, pero continúa demostrando la mejora de la profundidad con sección cero en cuanto al tonelaje de desmonte y mineral con el striping ratio S.R.

### 5.2.2. Contrastación de hipótesis H1B

A continuación, se procede a contrastar la segunda hipótesis específica.

Tabla 5.3: S.R. sin la aplicación de la sección cero

Ítem	Mina	S.R
1	2	2.8
2	4	2.9

Fuente: Elaboración propia

Tabla 5.4: S.R. con la aplicación de la sección cero

Ítem	Mina	S.R
1	14	2.2
2	19	1.8

Fuente: Elaboración propia

## SIN LA APLICACIÓN DE LA FILOSOFIA DE LA SECCION CERO

### Estadística de prueba de “t” de student

Primero se determina la media y la desviación estándar.

$$\text{Media : } \bar{x} = \frac{\text{Suma de todos los valores en } Tm}{\text{Cantidad de valores}}$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$$

Donde  $n_1 = 2$  (cantidad de datos)

$$\text{Media: } \bar{x} = \frac{5.7}{2} \quad \bar{x} = 2.9$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{2-1} \sum_{i=1}^2 (x_i - \bar{x})^2}$$

$$s_1 = \sqrt{\frac{1}{1} x(0.01)}$$

$$s_1 = 0.07$$

## CON LA APLICACION DE LA FILOSOFÍA DE LA SECCION CERO:

### Estadística de prueba de t de student

Se determina la media y la desviación estándar.

$$\text{Media : } \bar{x} = \frac{\text{Suma de todos los valores en Tm}}{\text{Cantidad de valores}}$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$$

Donde  $n_1 = 2$  (cantidad de datos)

$$\text{Media: } \bar{x} = \frac{4.0}{2} \quad \bar{x} = 2.0$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{2-1} \sum_{i=1}^2 (x_i - \bar{x})^2}$$

$$s_1 = \sqrt{\frac{1}{1} x(0.08)}$$

$$s_1 = 0.28$$

## PRUEBA ESTADÍSTICA PARA LAS DOS MUESTRAS

Diferencia entre las medias:

$$\bar{x}_2 - \bar{x}_1 = 2.9 - 2.0 = 0.9$$

Grado de libertad:

$$s_1 = 78 \quad s_2 = 31$$

$$g.l = n_1 + n_2 - 2$$

$$g.l \approx 2$$

Según este valor y buscando en la tabla:

Con significación d error del 5%.

Grados de libertad	0.25	0.1	0.05	0.025	0.01	0.005
1	1.0000	3.0777	6.3137	12.7062	31.8210	63.6559
2	0.8165	1.8856	2.9200	4.3027	6.9645	9.9250
3	0.7649	1.6377	2.3534	3.1824	4.5407	5.8408
4	0.7407	1.5332	2.1318	2.7765	3.7469	4.6041
5	0.7267	1.4759	2.0150	2.5706	3.3649	4.0321
6	0.7176	1.4398	1.9432	2.4469	3.1427	3.7074
7	0.7111	1.4149	1.8946	2.3646	2.9979	3.4995
8	0.7064	1.3968	1.8595	2.3060	2.8965	3.3554
9	0.7027	1.3830	1.8331	2.2622	2.8214	3.2498
10	0.6998	1.3722	1.8125	2.2281	2.7638	3.1693
11	0.6974	1.3634	1.7959	2.2010	2.7181	3.1058
12	0.6955	1.3562	1.7823	2.1788	2.6810	3.0545
13	0.6938	1.3502	1.7709	2.1604	2.6503	3.0123
14	0.6924	1.3450	1.7613	2.1448	2.6245	2.9768
15	0.6912	1.3406	1.7531	2.1315	2.6025	2.9467
16	0.6901	1.3368	1.7459	2.1199	2.5835	2.9208
17	0.6892	1.3334	1.7396	2.1098	2.5669	2.8982
18	0.6884	1.3304	1.7341	2.1009	2.5524	2.8784
19	0.6876	1.3277	1.7291	2.0930	2.5395	2.8609
20	0.6870	1.3253	1.7247	2.0860	2.5280	2.8453
21	0.6864	1.3232	1.7207	2.0796	2.5176	2.8314
22	0.6858	1.3212	1.7171	2.0739	2.5083	2.8188
23	0.6853	1.3195	1.7139	2.0687	2.4999	2.8073
24	0.6848	1.3178	1.7109	2.0639	2.4922	2.7970

El t:

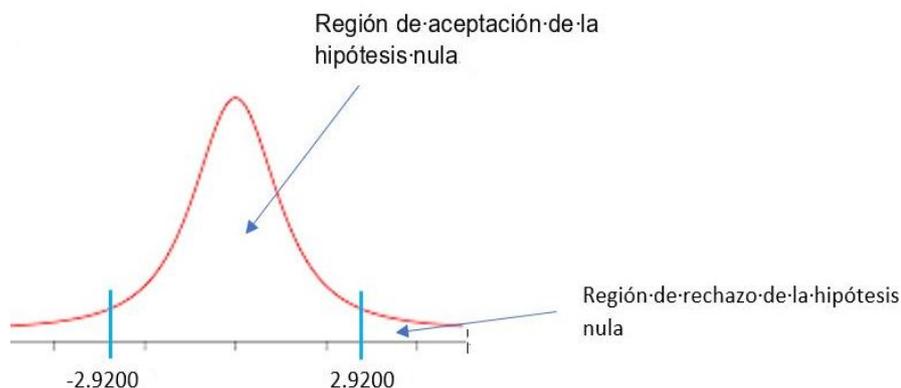
$$t = \frac{\bar{x}_2 - \bar{x}_1}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}}$$

$$t = 4.1231$$

Por Hipótesis Nula:

$$H_0: \mu_1 - \mu_2 = 0$$

$H_0$  = El striping ratio que se obtiene con la profundidad proyectada y que se haya con la aplicación de la filosofía de la sección cero son iguales.



Dado que  $t = 4.1231$  es mayor que  $-2.9200$  y mayor que  $2.9200$ , es decir cae en la zona de rechazo de la hipótesis nula.

Por tanto, y dado que la hipótesis nula establece que la diferencia de medias del "striping ratio" con y sin filosofía de la sección cero son iguales se puede concluir que existe evidencia de que las medias de las dos muestras no puedan ser iguales, o lo que es lo mismo, se han encontrado diferencias estadísticamente significativas ya que el valor de  $t$  abarca la zona de rechazo.

Esto quiere decir que al aplicar la filosofía de la sección cero se determina los límites finales que harán más rentable la operación minera, con un "striping ratio" menor.

### 5.3.1. Contrastación de hipótesis H1

Con la validación de las dos hipótesis específicas en favor del cumplimiento de los objetivos con la aplicación de la filosofía de la sección cero y sus métodos, se puede validar que el uso de esta, considerando los que la profundidad real de cada tajo abierto explotable

Tabla 5.5: Profundidad sin la aplicación de la filosofía de la sección cero

Ítem	Mina	m
1	2	492.25
2	4	525.78
3	14	411.48
4	19	489.48

Fuente: Elaboración propia

Tabla 5.6: Profundidad con la aplicación de la filosofía de la sección cero

Ítem	Mina	m
1	2	381.00
2	4	394.41
3	14	368.20
4	19	389.84

Fuente: Elaboración propia

### SIN LA APLICACIÓN DE LA FILOSOFÍA DE LA SECCION CERO:

#### Estadística de prueba de t de student

En primer lugar, se determina la media y la desviación estándar.

$$\text{Media: } \bar{x} = \frac{\text{Suma de todos los valores en } Tm}{\text{Cantidad de valores}}$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$$

Donde  $n_1 = 4$  (cantidad de datos)

$$\text{Media: } \bar{x} = \frac{1,918.72}{4} \quad \bar{x} = 479.68m$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{4-1} \sum_{i=1}^2 (x_i - \bar{x})^2}$$

$$s_1 = \sqrt{\frac{1}{3} x(7,025.21)}$$

$$s_1 = 48.39$$

## CON LA APLICACIÓN DE LA FILOSOFÍA DE LA SECCIÓN CERO:

### Estadística de prueba de t de student

Se determina la media y la desviación estándar.

$$\text{Media : } \bar{x} = \frac{\text{Suma de todos los valores en Tm}}{\text{Cantidad de valores}}$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$$

Donde  $n_1 = 4$  (cantidad de datos)

$$\text{Media: } \bar{x} = \frac{1,533.45}{4} \quad \bar{x} = 383.36m$$

$$\text{Desviación estándar: } s = \sqrt{\frac{1}{2-1} \sum_{i=1}^2 (x_i - \bar{x})^2}$$

$$s_2 = \sqrt{\frac{1}{3} x(399.55)}$$

$$s_2 = 11.54$$

## PRUEBA ESTADÍSTICA PARA LAS DOS MUESTRAS

Diferencia entre las medias:

$$\bar{x}_2 - \bar{x}_1 = 479.68 - 383.36 = 96.32$$

Grado de libertad:

$$s_1 = 48.39 \quad s_2 = 11.54$$

$$g.l = n_1 + n_2 - 2$$

$$g.l \approx 6$$

Según este valor y buscando en la tabla:

Con significación d error del 5%.

Grados de libertad	0.25	0.1	0.05	0.025	0.01	0.005
1	1.0000	3.0777	6.3137	12.7062	31.8210	63.6559
2	0.8165	1.8856	2.9200	4.3027	6.9645	9.9250
3	0.7649	1.6377	2.3534	3.1824	4.5407	5.8408
4	0.7407	1.5332	2.1318	2.7765	3.7469	4.6041
5	0.7267	1.4759	2.0150	2.5706	3.3649	4.0321
6	0.7176	1.4398	1.9432	2.4469	3.1427	3.7074
7	0.7111	1.4149	1.8946	2.3646	2.9979	3.4995
8	0.7064	1.3968	1.8595	2.3060	2.8965	3.3554
9	0.7027	1.3830	1.8331	2.2622	2.8214	3.2498
10	0.6998	1.3722	1.8125	2.2281	2.7638	3.1693
11	0.6974	1.3634	1.7959	2.2010	2.7181	3.1058
12	0.6955	1.3562	1.7823	2.1788	2.6810	3.0545
13	0.6938	1.3502	1.7709	2.1604	2.6503	3.0123
14	0.6924	1.3450	1.7613	2.1448	2.6245	2.9768
15	0.6912	1.3406	1.7531	2.1315	2.6025	2.9467
16	0.6901	1.3368	1.7459	2.1199	2.5835	2.9208
17	0.6892	1.3334	1.7396	2.1098	2.5669	2.8982
18	0.6884	1.3304	1.7341	2.1009	2.5524	2.8784
19	0.6876	1.3277	1.7291	2.0930	2.5395	2.8609
20	0.6870	1.3253	1.7247	2.0860	2.5280	2.8453
21	0.6864	1.3232	1.7207	2.0796	2.5176	2.8314
22	0.6858	1.3212	1.7171	2.0739	2.5083	2.8188
23	0.6853	1.3195	1.7139	2.0687	2.4999	2.8073
24	0.6848	1.3178	1.7109	2.0639	2.4922	2.7970

El t:

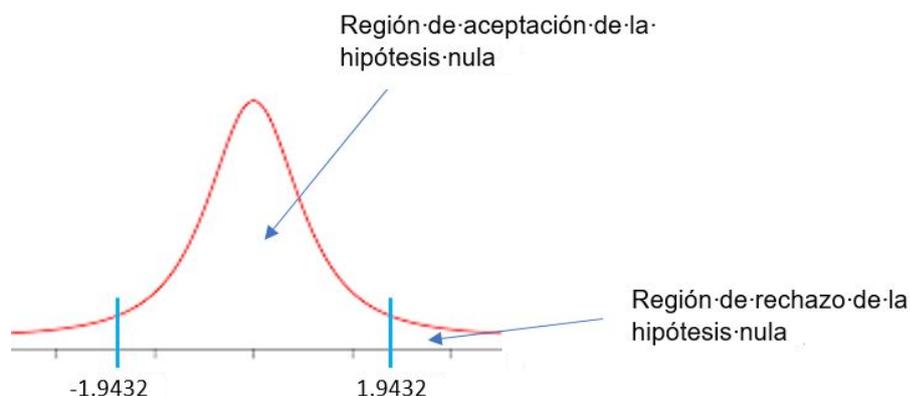
$$t = \frac{\bar{x}_2 - \bar{x}_1}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}}$$

$$t = 3.8721$$

Por Hipótesis Nula:

$$H_0: \mu_1 - \mu_2 = 0$$

$H_0$  = La profundidad proyectada es igual a la profundidad que se haya con la sección cero.



Dado que  $t = 3.8721$  es mayor que  $-1.9432$  y mayor que  $1.9432$ , es decir cae en la zona de rechazo de la hipótesis nula.

Por tanto, y dado que la hipótesis nula establece que la diferencia de medias de la profundidad del tajo con y sin filosofía de la sección cero se puede concluir que existe evidencia de que las medias de las dos muestras no puedan ser iguales, o lo que es lo mismo, se han encontrado diferencias estadísticamente significativas ya que el valor de  $t$  abarca la zona de rechazo.

Esto quiere decir que al aplicar la filosofía de la sección cero se determina los límites finales que harán más rentable la operación minera, lo cual se demostró con las hipótesis específicas.

### 5.3. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Los resultados que se han obtenido en la presente tesis han seguido la metodología de investigación aplicada, debido a ello se consideran válidos los resultados y el método propuesto de la aplicación de la filosofía de la sección cero.

Tal como se comprobó en las hipótesis, en cuanto a las minas 2 y 4 operadas por propia mina-estudio, si hubiera aplicado la filosofía de la sección cero no se habría profundizado los pit, por lo que se hubiera dejado un 111.25m que representa el 23% y 131.37m que representa un 25% respectivamente. Respecto a las minas 14 y 19 operadas por contratistas se logró obtener una profundización real aplicando la filosofía de la sección cero de 368.20m dejándose de profundizar 43.28m que representa un 11% y 389.84m dejándose de profundizar 99.36m que representa un 20%, tal como se observa en la figura 5.1.

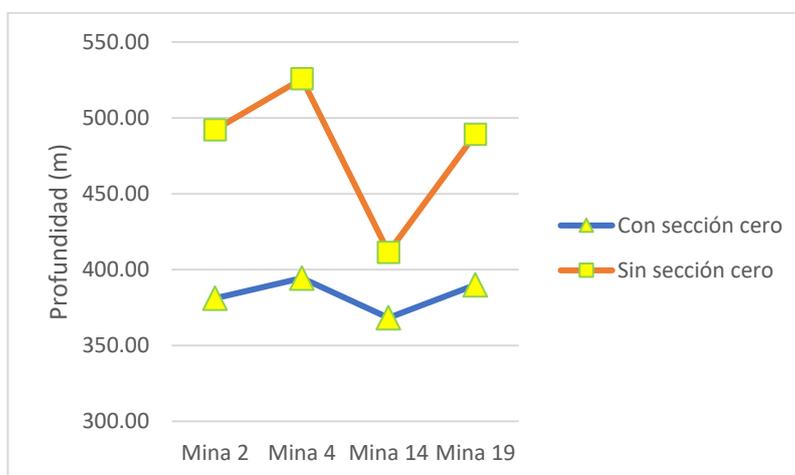


Figura 5.1. Profundidad de las minas

Fuente: Elaboración propia

Estas profundizaciones de los tajos repercuten en la extracción del desmorte, tal como se puede observar en las figuras 5.2, 5.3 y 5.4.

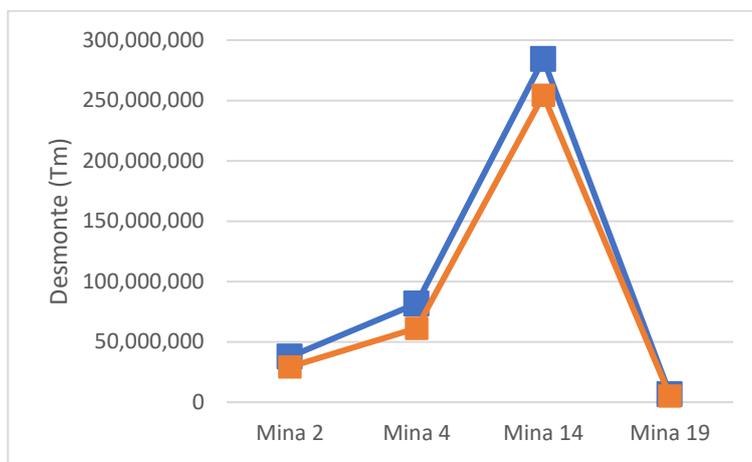


Figura 5.2. Extracción de desmorte de las minas

Fuente: Elaboración propia



Figura 5.3. S. R. de las minas 2 y 4

Fuente: Elaboración propia

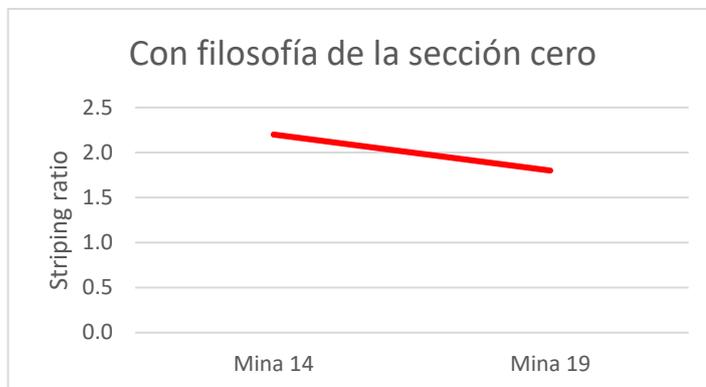


Figura 5.4. S.R. de las minas 14 y 19

Fuente: Elaboración propia

En cuanto a las reservas que se dejarían de explotar en las minas 2, 4, 14 y 19; se optaría por hacer un análisis técnico-económico-ecológico, de tal manera de conocer a ciencia cierta si resulta cambiar de método de explotación: de superficial a subterráneo (este cambio de método de explotación es muy importante, el cual debe ser análisis para otro estudio). Como ejemplo tipo, se tiene la mina Chuquicamata en Chile, que ha cambiado de método de explotación de superficial a subterráneo. En Perú la mina Condestable, que está en plena evaluación técnica-económica-ecológica donde probablemente se cambie de método de explotación de subterráneo a superficial. Sin embargo, se tiene que enfatizar que para el caso de la mina-estudio para continuar con la explotación de los tajos 2, 4, 14 y 19 todo está en función de la ley de mineral y tonelaje (reservas probadas), eso quiere decir que, si estas dos condiciones son suficientes desde el punto de vista de rentabilidad para

la compañía minera, la vida de las minas se extenderá a mas años, de ser lo contrario se estaría hablando de la proximidad a un cierre de mina.

Entonces, estas dos condiciones de ley y tonelaje de mineral son mandatorios para la toma de decisiones. Para ello, los inversionistas efectúan un análisis con ayuda de softwares especializados en los cálculos de los indicadores financieros como es el valor presente neto (VPN), el cual siempre debe ser mayor a cero ( $VPN > 0$ ) en especial cuando se trata de inversiones mineras por que se involucra grandes cantidades de capitales; el cual tiene un costo. Teniendo en cuenta la definición del VPN es muy importante conocer, si en las minas 2, 4, 14 y 19 existe las suficientes reservas probadas de mineral en los metros que se dejaran de explotar con la suficiente ley para continuar invirtiendo, aunque se cambie de método de explotación. Sin embargo, cabe enfatizar que en la explotación minera todo es dinámico, se podría decir que en la:

- Mina 2 se dejaría de explotar 111.25m que aproximadamente son 3'043,096Tm
- Mina 4 se dejaría de explotar 131.37m que aproximadamente son 7'046,602Tm
- Mina 14 se dejaría de explotar 43.28m que aproximadamente son 12'158,955Tm
- Mina 19 se dejaría de explotar 99.36m que aproximadamente son 589,355Tm. Por la cantidad de toneladas de mineral que se

dejaría de explotar en esta mina, no se podría continuar con su explotación, salvo se hagan nuevas exploraciones y se encuentre mayor cantidad de reservas, y que estas sean probadas.

## CONCLUSIONES

- La aplicación de la filosofía de la sección cero es fundamental para determinar los límites finales de cualquier operación minera explotada por el método del tajo abierto. De manera que la compañía minera no debería seguir explotando porque en lugar de ganar, perdería. En otras palabras, se estaría explotando mineral insuficiente, no logrando obtener ganancias
- Los cuatro tajos abiertos donde se aplicó la filosofía de la sección cero, se logró determinar que la mina 2 debe profundizar el pit hasta los 1250 pies, dejando ar 365 pies porque ya no es rentable para la compañía minera. La mina 4 debe profundizar el pit hasta los 1294 pies, dejando explotar 431 pies porque ya no es rentable para la compañía minera, aun mas cuando estas son operadas por la propia mina-estudio. Los otros dos tajos que son operados por contratatas, se determinó que la mina 14 debe profundizar el pit hasta los 1208 pies, dejando explotar 142. Así como la mina 19 debe profundizar la explotación del pit hasta

los 1279 pies, dejando de explotar 326 pies porque ya no es rentable para la compañía minera.

- En cuanto al material estéril o desmonte, que se determina usando la ecuación del “striping ratio” para las minas 2 y 4 explotadas por la propia mina-estudio se obtuvo un 2.8 y 2.9 respectivamente. Y las minas 14 y 19 explotadas por las contratistas lograron obtener 2.2 y 1.8 respectivamente.
- En general, respecto a la explotación de los minerales en cualquier compañía minera, deben cumplirse las normas de seguridad vigentes para salvaguardar la vida del personal y proteger los equipos mineros. De tal forma se pueda evitar incidentes o accidentes fatales.
- La gerencia y el equipo de colaboradores de una compañía minera debe contar con las herramientas gerenciales modernas, de tal forma que cuenten con la información necesaria, suficiente y oportuna para tomar la decisión de parar la explotación de cualquier pit, cuando este se encuentre profundizado y saber que ya no es rentable continuar con su explotación.

## **RECOMENDACIONES**

- Se arribó a las siguientes recomendaciones.
- Estandarizar en todas las minas superficiales la aplicación de la filosofía de la sección cero, inclusive mejorarla incluyendo algún modelo de optimización de la investigación de operaciones.
- Establecer parámetros de seguridad adecuados para la explotación de la mina 5 donde existen minerales sulfurados, porque podría detonar prematuramente los taladros ocasionando algún accidente, ya que en esta mina existen esta clase de minerales, es por ello que se debe elegir una MEC con sus respectivos accesorios que se adecue.
- Analizar en laboratorio de forma constante el macizo rocoso de cada mina-estudio para seleccionar una MEC con una densidad que se asemeje a la roca donde se llevará a cabo la explotación.

- Considerar que en el curso de Planeamiento de minado en algún capítulo se dicte la filosofía de la sección cero y los nuevos modelos matemáticos postulados para determinar los Límites finales de los pits.

## BIBLIOGRAFÍA

Calder, P. N. et al (1979). *Open Pit Mining Course Notes*. Queen's University of Canada.

Hustrulid, W. and Kuchta, M. (1995). *Open pit mine planning and design*, Rotterdam, Blakema.

Lerchs, H. and Grossmann, I. F. (1965). *Optimum design of open pit mines*, Transactions Canadian Institute of Mining and Metallurgy.

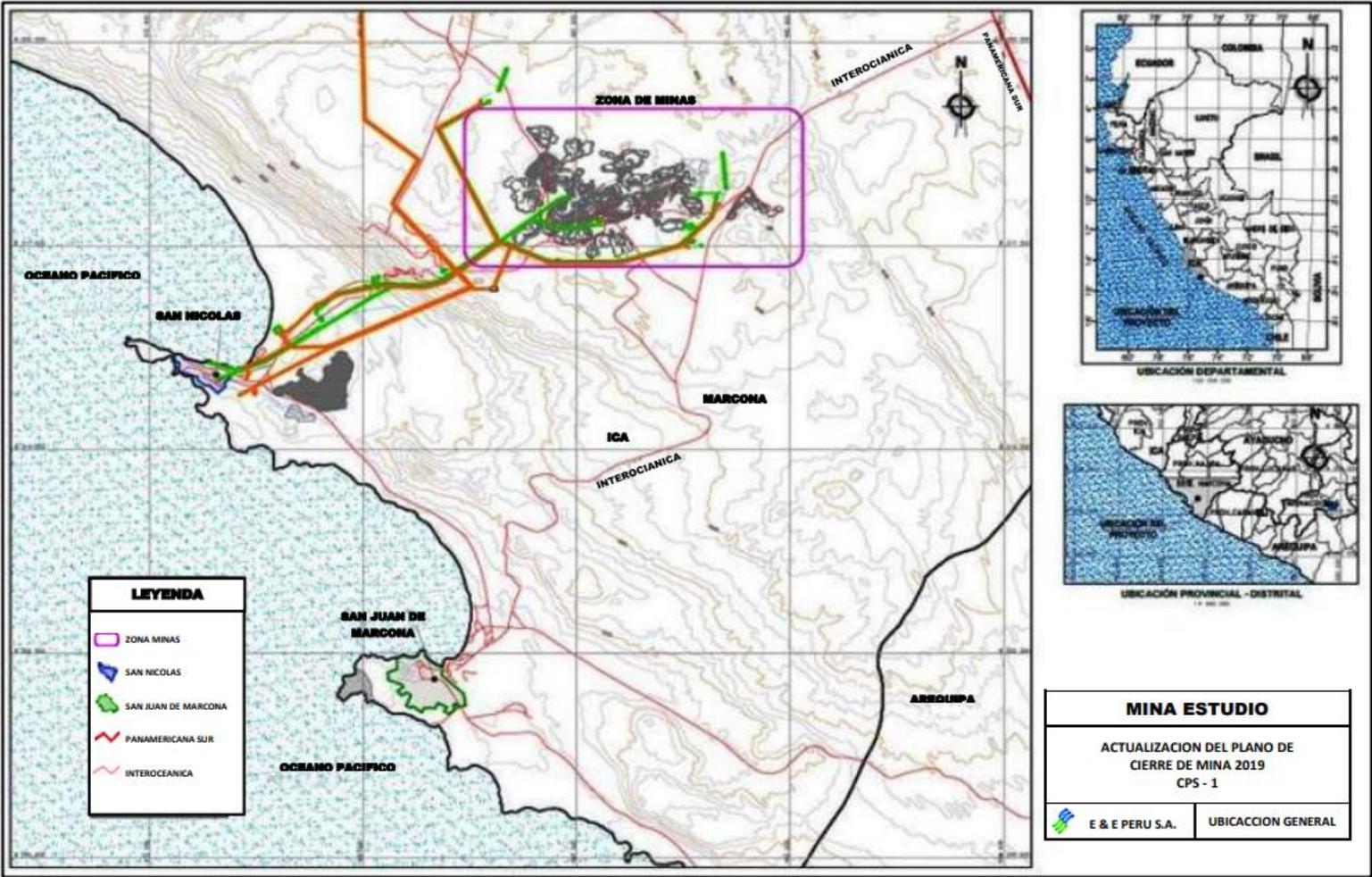
Osanloo, M. an Ataei, M. (1998). *Design of final pit limits of Sungun Copper Mine of Iran*. the 7th symposium on mine planning and equipment selection, Calgary, Canada.

## **ANEXOS**

ANEXO 1: Ubicación y acceso de la mina-estudio

ANEXO 2: Mapa de ubicación de riesgos

ANEXO 1: Ubicación y acceso de la mina-estudio



## ANEXO 2: Mapa de ubicación de riesgos

