

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN

Facultad de Ingeniería

Departamento de Ingeniería

Metalúrgica

Profesor Patrocinante

Asieh Hekmat

Factibilidad en yacimientos polimetálicos a pequeña escala Open Pit

Marcos Michel Salas Venegas

Informe de Memoria de Título
para optar al Título de

Ingeniero Civil de Minas

Agosto 2018

Resumen

El diseño y la programación de una mina a cielo abierto es un problema significativo y complejo en la planificación minera, debido a la gran cantidad de variables de decisión. Se vuelve aún más complejo cuando la cantidad de minerales es mayor a uno. La optimización de la ley de corte, primeramente, es muy crucial para cualquier proyecto minero, ya que es el principal impulsor de valor. Una alta ley de corte produce menos reservas y viceversa. Esto, dado que las reservas minerales son la fuente de ingresos, cuanto mayores sean las reservas, mayores serán los ingresos. Caso contrario, una baja ley de corte puede dar como resultado el procesamiento de material que no genera ganancias al comienzo de la vida de la mina. Esto, por tanto, reduce el valor actual neto (VAN) del proyecto. Como resultado, la optimización de la ley de corte durante la vida útil de la mina es un factor clave para maximizar el VAN.

Existen diferentes métodos para definir la ley de corte de los depósitos polimetálicos. En estos métodos, principalmente se define una ley equivalente en función de los costos y el precio de todos los productos.

El objetivo principal de este proyecto es el estudio de factibilidad de un depósito polimetálico de mediana escala utilizando el método de minería a cielo abierto. Para este propósito, se seleccionó una base de datos geológicos de un depósito de plomo-zinc para realizar un plan de producción a largo plazo. Esto tuvo como objetivo responder si vale la pena producir un subproducto de plomo. La estrategia de trabajo consistió en cuantificar el ingreso y el costo de la explotación monometálica y luego, de la polimetálica para comparar ambos beneficios al final. Un caso considerando solo Zn como producto final, Caso Zinc, y otro considerando Zn y Pb como productos finales, Caso Equivalente. Para ambos, se estimó la reserva extraíble y se calculó el costo de capital, el costo de operación, la flota de equipos requeridos y el personal.

Finalmente, se realizaron búsquedas en los rasgos de viabilidad para establecer la posibilidad de extracción polimetálica de un proyecto minero y determinar las variables de decisión más efectivas en el proceso de planificación de la mina. Esta investigación ha demostrado que el funcionamiento de una mina polimetálica basada en la producción de un solo producto, no optimiza el VAN de la operación, esto dado que la extracción polimetálica generó un aumento en el VAN de un 12,9%.

En conclusión, la explotación polimetálica debe hacerse por un amplio margen en este caso particular, pero siempre sabiendo que cada depósito es completamente diferente y las condiciones geológicas dependen exclusivamente de su ubicación, lo que implica que es imposible decir que, la extracción polimetálica siempre es la mejor opción.

Abstract

The design and scheduling of an open pit mine is a significant and complex problem in mine planning due to the large amount of decision variables. This problem is getting even more complicated when the number of ore minerals is more than one and for the multi-product open pit mines. Cut-off grade optimization, on the other hand, is very crucial for any mining organization as it is the main driver of value. High cut-off grade results in fewer reserves, and vice versa. Since mineral reserves are the source of revenue, therefore, the higher the reserves, the higher the revenue. Low cut-off grade may result in the processing of material that does not give high profit at the beginning of the life of mine. This, therefore, lowers the mining company's net present value (NPV). As a result, cutoff grade optimization during the mine life is the key value to optimize the net present value. There are different methods to define the cutoff grade of poly-metal deposits. In these methods mostly an equivalent grade is defined based on the costs and price of all products.

The main goal of this Project is the feasibility study of a medium-scale poly-metallic deposit using Open Pit mining method. For this purpose, the geological database of a Lead-Zinc deposit has been selected to perform a long-term production plan. This project aimed to answer if it is worth it to produce a lead by-product. The work strategy, it is to quantify the income and cost for the monometallic and then for the polymetallic exploitation in order to compare both revenues in the end. Two different cutoff grades have been considered for this purpose; a marginal cutoff grade (Zinc Case) considering just Zn as final product and the equivalent cutoff grade (Equivalent Case) seeing both zinc and lead products. For both cases, the mineable reserve was estimated and the capital cost, operating cost, required equipment and personnel were calculated. Finally, long-term mine planning was performed. Feasibility traits were searched in order to establish the possibility of polymetallic extraction of a mining project and determine the most effective decision variables at the mine planning process. This investigation has shown that running a polymetallic mine based on break-even cutoff grade for one product does not optimize the NPV of an operation and polymetallic extraction increases NPV by 12.9%.

In conclusion, polymetallic exploitation must be done by a wide margin in this particular case, but always knowing that every deposit is a complete different and geological conditions depend on its location, which implies that is impossible to say "poly metal extraction is always better".

Agradecimientos

Me gustaría comenzar agradeciendo a la persona más cercana a mí, mi hermana Iliá, por el apoyo incondicional, la paciencia y la compañía brindada por todos los años de mi vida y en especial durante este periodo de universidad y estrés.

La segunda mención, es para agradecer a quien yo considero mi segundo padre, mi cuñado Rodrigo, quien falleció hace relativamente nada por circunstancias de la vida. Como me hubiese gustado que estuvieses acá conmigo compadre y ver tu cara de orgullo, estrechar tu mano y poder agradecerte personalmente por todo lo entregado. La confianza, el cariño, los valores, el amor y una sincera amistad. Descansa en paz viejo.

También agradecer a mis amigos que he dejado de lado durante este último periodo, una sincera disculpa para ellos. Y gracias por su comprensión, apoyo y amistad en este momento de dificultad tanto personal como universitaria.

Agradecer a Camila, por desvelarse conmigo o pasar tardes enteras acompañándome mientras trabajaba en mi tesis. Agradecerle por la compañía y su apoyo incondicional. En mis "momentos de bajón", ella estuvo ahí para levantarme el ánimo.

Agradecer a todos los profesores que me han guiado, me han brindado su apoyo, su calidad humana y docente, y me han facilitado el camino para poder llegar hasta aquí. Gracias profesor Roberto Fustos por toda la ayuda y confianza, en especial en la geoestadística necesaria para la tesis. Gracias profesora Asieh por su guía, por su paciencia y apoyo en este periodo de término universitario, por la ayuda en planificación y confianza hacia mi persona.

Agradecer a Pablo Cid por su aporte en el proyecto y su dedicación con este.

Gracias a mis compañeros Pablo Gavilán, Cristóbal Ritter y Sebastián Muñoz por su ayuda en temas relevantes a la tesis. Éxito compañeros.

Índice General

1	Introducción	1
1.1	Objetivos	2
1.1.1	Objetivo principal	2
1.1.2	Objetivos específicos	2
1.2	Alcances	2
1.2.1	Base de datos y caso de estudio	2
1.2.2	Generalidades	2
2	Antecedentes	3
2.1	Antecedente sobre planificación	3
2.2	Antecedente ritmo de producción	4
2.3	Antecedente de roca	7
2.4	Antecedentes ley de corte y ley equivalente	8
2.5	Antecedentes sobre geoestadística	10
2.6	Antecedentes sobre estimaciones mediante interpoladores lineales	13
2.6.1	Kriging ordinario (KO)	14
2.7	Antecedentes económicos	15
2.8	Antecedente Metodología de O'Hara y Suboleski (1992)	16
2.8.1	Personal	16
2.8.2	Costo de capital asociado a la mina	17
2.8.3	Taller de mantenimiento	18
2.8.4	Comunicación y distribución eléctrica	18
2.8.5	Reabastecimiento	18
2.8.6	Factores de costos	19
2.8.7	Estimación de la flota de equipos requerida	19
2.8.8	Producción por equipo	19
2.8.9	Número de equipos	20
2.9	Antecedente Royalty minero	21
3	Desarrollo Experimental: Planificación.....	23

3.1 Sondajes iniciales	23
3.2 Modelo de bloques	25
3.3 Metodología geoestadística	25
3.3.1 Estimación zinc	26
3.3.2 Estimación plomo	27
3.3.3 Elipsoide de búsqueda	29
3.3.4 Estimación mediante KO para zinc	31
3.3.5 Estimación mediante KO para plomo	33
3.4 Ley equivalente, ley de corte y ley media	34
3.5 Planificación y diseño de mina	37
3.5.1 Caso Zinc	40
3.5.2 Caso Equivalente	41
3.6 Reserva mineral, producción y vida de la mina: Pit optimo operativizado	42
3.6.1 Caso Zinc	42
3.6.2 Caso Equivalente	43
3.7 Diseño del pit	44
3.7.1 Rampa	44
3.7.2 Bancos	44
3.7.3 Información general	45
3.8 Pushbacks	49
3.8.1 Caso Zinc	49
3.8.2 Caso Equivalente	51
3.9 Sistema de turnos en mina y planta	52
3.9.1 Turnos en Mina	53
3.9.2 Turnos en Planta de procesamiento	54
3.10 Flota de equipos mina	54
3.10.1 Equipos de Perforación	55
3.10.2 Equipos de Carguío	56
3.10.3 Equipos de servicio	58
3.10.4 Equipos de Transporte	58

4 Ingresos, costos e impuestos asociados el proyecto minero	62
4.1 Ingresos	62
4.2 Costos	63
4.2.1 Costos operacionales (CO)	63
4.2.1.1 CO en mina	63
4.2.1.2 CO en planta concentradora	63
4.2.1.3 CO por sueldos de personal	65
4.2.2 Costos de capital (CP)	65
4.2.2.1 CP en mina	65
4.2.2.2 CP en planta concentradora	69
4.3 Impuesto o Royalty	71
5 Valor Actual Neto	72
6 Análisis, resultados y discusiones.....	77
6.1 Resultados y discusiones	77
6.2 Análisis rasgos de factibilidad	78
6.3 Análisis de sensibilidad	83
7 Conclusiones	86
8 Bibliografía	88

Índice de tablas

Tabla 2-1. Resumen producción Anguran Zinc Mine	6
Tabla 2-2. Clasificación minera según Sonami	7
Tabla 2-3. Densidades por tipo de roca	7
Tabla 2-4. Antecedentes económicos	15
Tabla 2-5. Tramos Royalty	22
Tabla 3-1. Información variográfica omni-horizontal Zn	26
Tabla 3-2. Información variográfica vertical Zn	27
Tabla 3-3 Información variográfica omni-horizontal Pb	28
Tabla 3-4 Información variográfica vertical Pb	29
Tabla 3-5. Estadísticas descriptivas interpolación Zn	32
Tabla 3-6. Estadísticas descriptivas interpolación Pb	34
Tabla 3-7. Resumen de leyes Caso Zinc y Equivalente	34
Tabla 3-8. Fragmento del resultado “Ley de Zn equivalente”	35
Tabla 3-9. Estadísticas descriptivas “Ley de Zn Equivalente”	35
Tabla 3-10. Datos de entrada NPVScheduler	38
Tabla 3-11. Reporte modelo de bloques económico Caso Zinc	38
Tabla 3-12. Reporte estadístico Ultimate Pit Caso Zinc	39
Tabla 3-13. Reporte modelo de bloques económico Caso Equivalente	39
Tabla 3-14. Reporte estadístico Ultimate Pit Caso Equivalente	40
Tabla 3-15. Volumen y tonelaje total Caso Zinc	42
Tabla 3-16. Producción Caso Zinc	43
Tabla 3-17. Volumen y tonelaje total Caso Equivalente	43
Tabla 3-18. Producción Caso Equivalente	44
Tabla 3-19. Información de diseño de mina	45
Tabla 3-20. Diferencia de datos entre Casos	49
Tabla 3-21. Resumen información pushbacks Caso Zinc	50
Tabla 3-22. Variación REM pushbacks Caso Zinc	51
Tabla 3-23. Resumen información pushbacks Caso Equivalente	51

Tabla 3-24. Variación REM pushbacks Caso Equivalente	52
Tabla 3-25. Sistema de turnos Mina	53
Tabla 3-26. Sistema de turnos Planta	54
Tabla 3-27. Personal total operación	54
Tabla 3-28. Especificaciones básicas perforadora	55
Tabla 3-29. Especificaciones básicas equipo de carguío	57
Tabla 3-30. Equipos de servicio	58
Tabla 3-31. Ficha técnica Normativa de seguridad CODELCO Norte	59
Tabla 3-32. Especificaciones básicas equipo de transporte	60
Tabla 4-1. Precio productos Anguran Zinc Mine	62
Tabla 4-2. Resumen costos operacionales	64
Tabla 4-3. Personal y Salarios	65
Tabla 4-4. Costo de Inversión en equipos	66
Tabla 4-5. Resumen Costos de Capital en Mina	68
Tabla 4-6. Inversión planta concentradora según producción Zn	70
Tabla 4-7. Inversión planta concentradora según producción Zn-Pb	70
Tabla 4-8. Ingreso y renta imponible	71
Tabla 5-1. VAN Caso Zinc	73
Tabla 5-2. VAN Caso Equivalente	74
Tabla 5-3. Parámetros económicos	75
Tabla 6-1. Variación CO: Caso Zinc a Equivalente	77
Tabla 6-2. Variación VAN v/s Precio Zn modificado	84
Tabla 6-3. Variación VAN v/s Precio Pb modificado	84
Tabla 6-4. Variación VAN v/s Costos operacionales modificados	84
Tabla 6-5. Variación VAN v/s Ley de mineral primario modificada	84
Tabla B-1. Cost Estimate Summary – 500 tpd- Lead-Zinc Concentrator	100
Tabla B-2. Cost Estimate Summary – 2000 tpd- Lead-Zinc Concentrator	101
Tabla B-3. Cost estimate of Machinery and Equipment for 2000 tpd Lead-Zinc Concentrator Flotation Section	102
Tabla C-1. Ingreso y renta imponible	103

Tabla D-1. Detalles: Ingresos Caso Zinc104

Tabla D-2. Detalles: Ingresos Caso Equivalente105



Índice de figuras

Figura 2-1. Ejemplo variogramas experimentales y teóricos	12
Figura 3-1. Sondajes iniciales con concentración de Zn	23
Figura 3-2. Sondajes iniciales vista en planta	24
Figura 3-3. Sólido mineral con topografía	24
Figura 3-4. Modelo de bloques del cuerpo mineral	25
Figura 3-5. Variograma omni-horizontal Zn	26
Figura 3-6. Variograma vertical Zn	27
Figura 3-7. Variograma omni-horizontal Pb	28
Figura 3-8. Variograma vertical Pb	29
Figura 3-9. Vista en planta 2D del elipsoide de búsqueda	30
Figura 3-10. Vista 3D del elipsoide de búsqueda	31
Figura 3-11. Histograma relativo a la ley de Zn	32
Figura 3-12. Histograma relativo a la ley de Pb	33
Figura 3-13. Curva Tonelaje-Ley Caso Zinc	36
Figura 3-14. Curva Tonelaje-Ley Caso Equivalente	36
Figura 3-15. Diagrama de flujo de planificaciones y diseño	37
Figura 3-16. Aumento del VAN por fase extraída Caso Zinc	41
Figura 3-17. Aumento del VAN por fase extraída Caso Equivalente	42
Figura 3-18. Vista en planta pit operativo Caso Zinc	46
Figura 3-19. Vista en planta pit operativo Caso Equivalente	46
Figura 3-20. Modelo de bloques en pit Caso Zinc	47
Figura 3-21. Modelo de bloques en pit Caso Equivalente	47
Figura 3-22. Corte transversal MB mineral en Caso Zinc	48
Figura 3-23. Corte transversal MB mineral en Caso Equivalente	48
Figura 3-24. Pushback Caso Zinc	50
Figura 3-25. Pushback Caso Equivalente	52
Figura 3-26. Perforadora CAT MD6240	56
Figura 3-27. Pala Caterpillar 7295	57

Figura 3-28. Camión Komatsu HD785-761

Figura 5-1. Variación del VAN por año de proyecto75

Figura 5-2. Variación del VAN por aumento de tasa de descuento76

Figura 6-1. Variación histórica precio Zinc metálico (5 años)78

Figura 6-2. Variación histórica precio Plomo metálico (5 años)79

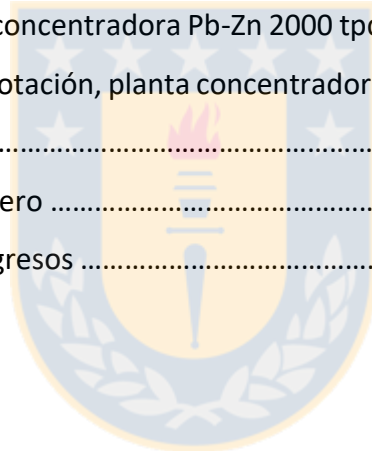
Figura 6-3. Variación VAN v/s Parámetros modificados83

Figura A-1. Variograma esférico teórico91



Índice de anexos

Anexo A: Planificación	90
1. Sondajes iniciales	90
2. Metodología geoestadística	90
3. Ley equivalente, ley de corte y ley media	92
4. Rampa	92
5. Parámetros operacionales de equipo	94
Anexo B: Costos y personal	95
1. Calculo de Personal y Costos de capital, Metodología de O'Hara y Suboleski (1992)	95
2. Costo de capital planta concentradora Pb-Zn 500 tpd	100
3. Costo de capital planta concentradora Pb-Zn 2000 tpd	101
4. Detalle costos área de flotación, planta concentradora Pb-Zn 2000 tpd	102
Anexo C: Royalty minero	103
1. Impuesto o Royalty minero	103
Anexo D: Tablas de detalles de ingresos	104



1 Introducción

La evaluación de factibilidad económica de un proyecto minero es el paso preliminar antes de llevar a cabo dicha operación. Esta presenta múltiples factores que pueden inducir a que sea realizable o no, para lo cual es necesaria la recaudación previa de información sobre la potencial fuente de recursos.

Cuando se plantea la idea de una mina polimetálica, estas variables aumentan y algunas cambian para hacerse más complejas y de mayor peso. Este es el caso de la ley combinada de los minerales presentes, la ley equivalente.

Al tener un yacimiento que presenta un solo mineral, se tiene un volumen esperado y definido de su tonelaje máximo, es decir, la reserva del yacimiento. Al agregar un mineral extra, esta variable puede mantenerse constante, pero comúnmente su tendencia será a aumentar.

Variar la reserva de mineral a extraer induce a cambios en toda la planificación minera: Vida útil de la mina, producción por año, número de equipos, recursos humanos, tamaño y profundidad de la mina, etc.

Con lo anterior, se pretende realizar en este proyecto la planificación y comparación de un yacimiento de zinc (Zn) y plomo (Pb) consigo mismo, considerando la extracción de un solo metal y luego ambos, con el fin de identificar los factores claves que hacen que un proyecto polimetálico sea factible.

Se llevará a cabo un análisis de sensibilidad a las variables de mayor interés para determinar el impacto que tienen en la factibilidad y finalmente, definir de forma clara los pros y los contras de polimetalar un yacimiento.

Cabe destacar que el proyecto se llevara a cabo siguiendo la realidad actual de Chile, es decir, bajo la normal legislativa y jurídica del país. Bajo este criterio, el impuesto a aplicar sobre los beneficios de la operación es el royalty minero.

1.1 Objetivos

1.1.1 Objetivo principal

Evaluar la factibilidad de una operación Open Pit en pequeña escala de un yacimiento polimetálico.

1.1.2 Objetivos específicos

- 1.- Evaluar la confiabilidad de la ley equivalente para modelar múltiples leyes.
- 2.- Identificar rasgos de factibilidad y sensibilidad.

1.2 Alcances

1.2.1 Base de datos y caso de estudio

Se trabajó con una base de datos real perteneciente a un yacimiento polimetálico ubicado en Irán. Dicha información corresponde a una parte del yacimiento total ubicado en la zona, ya que hoy, la minera Anguran Zinc Mine, abarca un área mayor de explotación en la que lleva a cabo sus faenas. Consiste en 44 sondajes que suman un total de 4478 metros perforados, con largo un mínimo de 28,4m y un máximo de 243,2m.

Esta zona presenta una concentración de minerales de Zn y Pb, cuya información fue usada para la generación de un modelo de bloques y posterior estimación del recurso minero.

La minera también facilitó parte de la topografía relativa al lugar de emplazamiento del yacimiento.

1.2.2 Generalidades

Se usaron herramientas de análisis de datos de Excel para obtener las estadísticas básicas y de análisis descriptivos del yacimiento.

Posteriormente, se trabajó con Datamine para la elaboración del cuerpo mineralizado usando los sondajes iniciales que, a su vez, fueron compositados para la estimación siguiente.

Se usó el método de krigging ordinario como estimador de los recursos minerales mediante el software R, con lo cual fue posible el cálculo de la reserva mineral.

Acto seguido, y con la ayuda del Software NPVScheduler, se determinó tanto el Ultimate Pit como el incremento acumulado del VAN generado, inicialmente, por la

explotación del yacimiento. Este, fue separado en fases y, considerando datos económicos, se definió el Pit Optimo a utilizar.

Finalmente, el modelo de bloques del Ultimate Pit generado por NPVScheduler, fue trabajo en Datamine para ser cortado y operativizado.

2 Antecedentes

2.1 Antecedentes sobre planificación

El proceso de planificación minera determina qué porción del yacimiento será extraído, además del cómo y cuándo será procesado. La planificación existe como tal y se desarrolla al corto y largo plazo. Es un proceso interdisciplinario que está compuesto por las etapas de determinación del método de explotación, diseño operacional, secuencia de explotación y su posterior evaluación económica. Determinándose, de esta forma, las reservas mineras y el beneficio económico del proyecto.

Existen diversos estudios al respecto sobre que debe abarcar el proceso de planificación y que limitaciones presenta. En [1] se destaca que la incertidumbre es un factor crítico en la planificación estratégica de la mina, la optimización de los diseños de la mina y la secuencia a largo plazo. Estipula que los enfoques de optimización tradicionales no tienen en cuenta la variabilidad de la ley in situ. El artículo presenta un nuevo enfoque para el diseño de planificación basado en la cuantificación del riesgo y la alternativa de criterios estratégicos para la toma de decisiones.

En [2] se que destaca que los modelos de programación matemática son adecuados para optimizar una planificación a largo plazo de minas a cielo abierto. Estos Modelos se han estudiado ampliamente en la literatura desde la década de 1960, y el resultado de este estudio muestra que hay dos enfoques para tratar con problemas de planificación a largo plazo: (1) enfoques deterministas y (2) basados en la incertidumbre. El documento, primero discute los algoritmos deterministas y luego, después de una introducción a la incertidumbre asociada a los proyectos mineros, revisa los algoritmos basados en la incertidumbre. Además, destaca las ventajas y desventajas de cada uno [2].

Ambos casos, anteriormente mencionados, destacan que la planificación minera es: “un problema de optimización a gran escala, que tiene como objetivo encontrar la secuencia

de extracción de bloques que produce el máximo posible valor actual neto (VAN), a la vez que satisface una variedad de restricciones económicas.” Para dicha optimización, el proceso más usado desde la década de 1980 es el algoritmo de Lerchs-Grossman, por ser un método de optimización altamente eficiente [2].

Dicho método, fue utilizado en el presente proyecto para determinar el límite del Ultimate Pit y la posterior secuencia de extracción.

2.2 Antecedente ritmo de producción

La producción de una mina es una de las variables más influyentes en la viabilidad y diseño de esta, ya sea una operación subterránea o una superficial. La selección de equipos para la mina y planta de procesamiento, así como los recursos humanos requeridos, son calculados principalmente en base al ritmo de producción. En consecuencia, tanto el costo de capital inicial como los operacionales e ingresos a lo largo del proyecto son fuertemente influenciados por este parámetro.

En proyectos de baja escala no es raro utilizar experiencia de proyectos previos para seleccionar la tasa de producción idónea. No obstante, esto puede conducir a subestimar o sobreestimar la dimensión del proyecto. Como puede suponerse, un mayor tamaño de operación implica más inversión, así como un mejor retorno en un corto periodo de tiempo. Caso contrario, a más pequeña la operación en el mismo yacimiento, implicaría una menor inversión y retorno, pero en un período mayor.

Ambas situaciones ponen en riesgo el proyecto, si la producción es muy baja, los ingresos podrían no ser suficientes para cubrir la inversión inicial a una tasa de descuento dada. Mientras que, en el caso de sobre-producción implicaría una inversión mayor, pudiendo arriesgar la viabilidad económica del proyecto y/o aumentar el riesgo asociado.

En la literatura técnica existen algunas formas de estimación de Ritmo Optimo de Producción “ROP” a partir de las reservas que se consideran explotables dentro de un yacimiento.

Según un Estudio de viabilidad en proyectos mineros del Instituto Tecnológico Geo Minero de España, la primera fórmula conocida es la denominada “Regla de Taylor” (1976) [3],

que, según su autor, es aplicable en principio a cualquier tipo de depósito mineral y es independiente del método de explotación utilizado.

La fórmula original propuesta por Taylor si se desea determinar el ROP es [3]:

$$ROP \left(\frac{Mt}{año} \right) = 0,25 * Reservas(Mt)^{0,75} * (1 \pm 0,2) \quad (2-1)$$

Esta fórmula presentaba una aproximación aceptable, que generaba una suerte de variabilidad, al ritmo de producción.

En 1982, un ingeniero canadiense llamado Brian Mackenzie propuso formulas similares a la anterior, pero haciendo distinción según el método de explotación empleado e incluso el intervalo de producciones en que son aplicables. Para minas a cielo abierto es [3]:

$$ROP \left(\frac{t}{año} \right) = 5,63 * Reservas(t)^{0,756} \quad (2-2)$$

Y los limites propuestos para esta estimación son:

$$200.000 \frac{t}{año} < \text{Ritmo anual de esteril + mineral} < 60.000.000 \frac{t}{año}$$

$$50.000 \frac{t}{año} < \text{Ritmo anual de mineral} < 30.000.000 \frac{t}{año}$$

Estas fórmulas son extremadamente sencillas e interesantes, pero sus autores no especifican la base estadística o método empleado para su determinación.

López Jimeno (1986) con el fin de comprobar la validez de tales expresiones, procedió a recopilar de la bibliografía especializada, información referente a explotaciones mineras, en operación o desarrollo, de Cu, Zn-Pb y Au [3].

De su estudio se desprenden las siguientes conclusiones:

- No existen unas diferencias muy acusadas entre las correlaciones dadas por Taylor y Mackenzie y las conseguidas con datos reales de minas en proyecto o en operación.
- En algunos países como E.E.U.U., Canadá, Australia, etc., los ritmos de producción reales son mayores que los indicados por Taylor, lo cual pone en manifiesto la influencia del denominado “Factor de agotamiento”, del método de explotación, del efecto de la economía de escala en el aprovechamiento de los depósitos de leyes bajas, etc.

Todas esas fórmulas empíricas constituyen, pues, una herramienta útil en los primeros cálculos de viabilidad y factibilidad de explotación de un yacimiento, pero se deben aplicar con precaución y tener presentes algunos defectos que derivan de la omisión de algunos factores [3].

Para el presente proyecto, la tabla 2-1 muestra la producción de Anguran Zinc Mine tal cual es en la actualidad.

Tabla 2-1. Resumen producción Anguran Zinc Mine.

Producto	Pb %	Zn %	Ton	Vol. m ³	%
Concentrado de baja ley	0,40	15,62	10.660	4.100	0,6
Carbonatos	4,55	25,60	12.270	4.027	0,7
Sulfuros complejos	3,02	33,20	461.522	135.741	27
Sulfuros	2,74	39,21	1.185.381	296.345	69,5
Otros	0,91	8,95	36.971	14.220	2,2

Como se dijo antes, todos los valores antes mencionados son datos actuales de la minera, que obtiene zinc como principal producto. Además, cuentan con una operación a cielo abierto y parte se lleva a cabo de forma subterránea. Esto, genera que el origen del material

sea incierto, ya que no se tiene conocimiento de que parte proviene. Esta información es propia de la minera y no fue facilitada.

La mina produce 17.500 toneladas por día de mineral de zinc aproximadamente. Con datos de Sonami, según la clasificación de la minería, Anguran está considerada Gran Minería. Por esto, se trabajó solo la operación a rajo abierto y limitando la producción a 8000 TPD para tener clasificación de mediana minería.

Además, como ya se indicó con anterioridad, la base de datos adquirida por parte de la mina, solo representa una pequeña porción del yacimiento actual, por lo que explotarla a máximo ritmo acortaría la vida teórica de la mina a menos de 2 años.

Tabla 2-2. Clasificación minera según Sonami [4].

Sectores	Extracción de Mineral (*)	
	Ton / año (*)	Ton Equiv. / mes
Gran Minería	Sobre 3.000.000	Sobre 250.000
Mediana Minería	100.000 – 3.000.000	8.000 – 250.0000
Pequeña Minería	Menor a 100.000	Menor a 8.000

2.3 Antecedentes de roca

Resulta imperativo conocer las condiciones de roca en la zona donde está emplazado el yacimiento mineral. Esta información se encontró en la página de la minera Anguran con respecto a las especies mineral presentes en el lugar.

Con dicha información se calculó un promedio de ponderado de la densidad de la roca mineral, castigándola bastante dada las especies minerales presentes.

La densidad de la roca caja, se mantuvo sin alteración.

Tabla 2-3. Densidades por tipo de roca.

Datos	
Roca mineral	4,43 ton/m3
Roca estéril	2,20 ton/m3

2.4 Antecedentes ley de corte y ley equivalente

En operaciones a cielo abierto, la ley de corte se usa para discriminar el mineral de lo que no lo es. Es una de las decisiones más importantes que deben enfrentar los ingenieros de minas. Si la ley mineral de un determinado bloque es igual o superior que la ley de corte, el material está clasificado como mineral y, si la ley mineral es menor que la ley de corte, el material se clasificara como estéril.

Generalmente los desechos se dejan in situ o se envían a botaderos, mientras que el mineral se envía a planta de tratamiento para su procesamiento y posterior venta final (Taylor 1985) [5].

Hay muchas teorías para la determinación de la ley de corte. Pero la gran mayoría de investigaciones que se ha hecho en las últimas tres décadas muestra que la determinación de la ley de corte con el objetivo de maximizar VAN es el método más aceptable.

Maximizar el VAN ayuda a reducir el algoritmo básico para determinar la ley de corte de una operación sujeta a: capacidad de la mina, capacidad de planta y capacidad de refinación. Esta teoría, fue propuesta por Lane (Lane 1964, 1988) y toma en consideración los costos y capacidades asociados con estas etapas [5].

La capacidad de la mina es la tasa máxima de minado en la operación, la capacidad de planta es la tasa máxima de procesamiento mineral, y la capacidad de la refinería es la tasa máxima de producción del producto final.

La determinación de la ley de corte se basa en el hecho de que cualquiera de esas etapas limitará la capacidad total de la operación. La teoría también toma en cuenta la distribución de leyes del yacimiento y el costo de oportunidad de extraer mineral de baja ley mientras que hay mineral de alta ley disponible en el depósito.

Para una mina en operación, normalmente hay tres etapas de producción: (I) la etapa minera, donde bloques de diversas leyes se extraen a cierta capacidad; (II) el tratamiento, donde el mineral se procesa y concentra, de nuevo hasta cierta capacidad; (III) la refinación, donde el concentrado se funde y / o se refina a un producto final. La última etapa también está sujeta a restricciones de capacidad [5,6].

La ecuación queda definida de la siguiente manera, para ser maximizada. Se toma como ejemplo el caso de 2 posibles productos finales [6].

$$P = (s_1 - r_1)Q_{r1} + (s_2 - r_2)Q_{r2} - mQ_m - cQ_c - fT \quad (2-3)$$

Donde:

m: Costo de extracción (\$/tonelada de material extraído)

c: Costo de concentración (\$/tonelada de material concentrado).

r1: Costo de refinamiento (\$/unidad de producto 1).

r2: Costo de refinamiento (\$ / unidad de producto 2).

f: Costo fijo.

s1: Precio de venta (\$ / unidad de producto 1).

s2: Precio de venta (\$ / unidad de producto 2).

T: Longitud del período de producción considerado.

Qm: Cantidad de material para ser extraído.

Qc: Cantidad de mineral enviado a concentrar.

Qr1: Cantidad de producto 1 producido sobre este período de producción.

Qr2: Cantidad de producto 2 producido sobre este período de producción.

Ahora bien, cuando se trata de yacimiento polimetálicos, se ha utilizado en las últimas décadas, la llamada “ley equivalente” para tratar de caracterizar de manera “simple” y confiable los depósitos con varias especies minerales de interés. Sin embargo, solamente se utiliza para productos principales y sus subproductos, no para contaminantes u otros elementos.

En otras palabras, la ley equivalente de una especie se define como la ley de dicha especie que una tonelada métrica debe contener para producir los mismos ingresos, suponiendo que no existen las otras especies de interés. Se muestra un ejemplo genérico de ley equivalente a continuación [7]:

$$Ley1_{eq} = Ley1 + Ley2 * \frac{FA_{Ley2}}{FA_{Ley1}} + \dots + LeyN * \frac{FA_{LeyN}}{FA_{Ley1}} \quad (2-4)$$

Ley_{1eq}: Ley equivalente resultante.

Ley₁: Ley mineral principal.

Ley₂: Ley mineral secundario.

Ley_N: Ley mineral ene-simo.

FA_{Ley1}: Factor de ajuste económico relativo al mineral primario.

FA_{Ley2}: Factor de ajuste económico relativo al mineral secundario.

FA_{LeyN}: Factor de ajuste económico relativo al mineral ene-simo.

El uso de la ley equivalente en el criterio de Lane podría simplificar el cálculo de la ley de corte optima, al reducir el número de leyes a la unidad.

2.5 Antecedente sobre geoestadística

La geoestadística es una rama de la estadística que se enfoca en el tratamiento de fenómenos espaciales, con el objetivo de estudiar variables regionalizadas.

Una variable regionalizada es una variable numérica que presenta una distribución espacial definida dentro de un dominio limitado. Como característica general varía irregularmente en dicho dominio, pero presenta cierta tendencia a una continuidad espacial, vale decir, suele ser coherente con el hecho de que, en zonas de altos o bajos valores, los datos más cercanos presentan la misma tendencia [8].

Un claro ejemplo de variable regionalizada en el marco de la minería es la ley de una especie mineral.

Una variable regionalizada queda caracterizada por:

- Su naturaleza, pudiendo ser continua, discreta o categórica.
- El dominio en donde se encuentra definida, que se denomina “*Campo*”.
- El área o volumen sobre donde está siendo medida, que se denomina “*Soporte*”.

En los estudios geoestadísticos es necesario tener la capacidad de inferir todo o parte de la distribución espacial a partir de un conjunto de datos disponibles. Para poder realizar esto de la mejor manera posible, se deben hacer dos hipótesis simplificadoras [8]:

Estacionalidad: La distribución espacial es invariante por traslación en el espacio

Ergodicidad: Es posible aproximar las estadísticas experimentales calculadas sobre una realización particular, hacia las estadísticas del modelo cuando el dominio se vuelve muy grande.

Para describir la distribución espacial bajo el supuesto de estacionalidad, se suelen considerar los siguientes parámetros, denominados “*momentos*”:

Momento de Primer Orden:

Esperanza: $m = E[Z(x)]$.

Momentos de Segundo Orden:

Varianza: $\sigma^2 = \text{var}[Z(x)]$.

Covarianza: $C(h) = \text{cov}[Z(x+h), Z(x)]$.

Variograma: $\gamma(h) = 0,5 \text{ var}[Z(x+h) - Z(x)]$.

Resumiendo, el interés esencial de la geoestadística radica en estimar o simular el comportamiento de variables regionalizadas. Además, previo a hacer un estudio geoestadístico se deben desarrollar etapas de estudio exploratorio y estudio variográfico, que se proceden a describir brevemente a continuación.

En el estudio exploratorio de datos se pretende conocer la distribución a priori de la variable regionalizada a estudiar, con la finalidad de delimitar el campo, además de sopesar posibles falencias o dificultades inherentes a la base de datos. Algunas de las herramientas que se utilizan mayormente son:

- **Mapas:** Sirven para visualizar la ubicación espacial de los datos.
- **Histogramas:** Se utilizan para apreciar la distribución estadística de los datos, detectar bimodalidades y valores extremos.
- **Estadísticas Básicas:** Sirven para hacerse una idea general de las medidas de dispersión y posicionamiento.
- **Nubes de Correlación:** Se utilizan para comparar valores de una variable respecto a otra e identificar dependencias y relaciones entre variables.

En el estudio variográfico se pretende conocer la continuidad o discontinuidad espacial de la variable regionalizada a estudiar, puesto que, si fuese posible correlacionar valores en diferentes ubicaciones espaciales, se podría intentar modelar dicha correlación y ver cómo

actúa al alejarse o acercarse a los datos. Este estudio se realiza con la función variograma definida anteriormente, que indica cuán distintos son los valores de la variable regionalizada entre dos sitios [8].

Se pueden calcular variogramas en diferentes direcciones del espacio. Como el variograma está definido para un vector "h", asumiendo algunas tolerancias tanto en la longitud como en la orientación de éste, se puede obtener mayor información. Sin embargo, dicho variograma experimental sigue siendo incompleto e imperfecto, ya que se calcula solamente para ciertas direcciones y distancias, razón por la cual debe ser modelado, existiendo una serie de modelos simples que solos o combinados, permiten hacer este modelamiento de manera adecuada [8].

La figura 2-1 presenta tanto variogramas experimentales como modelados, y están representados mediante línea más gruesa y línea más segmentada respectivamente.

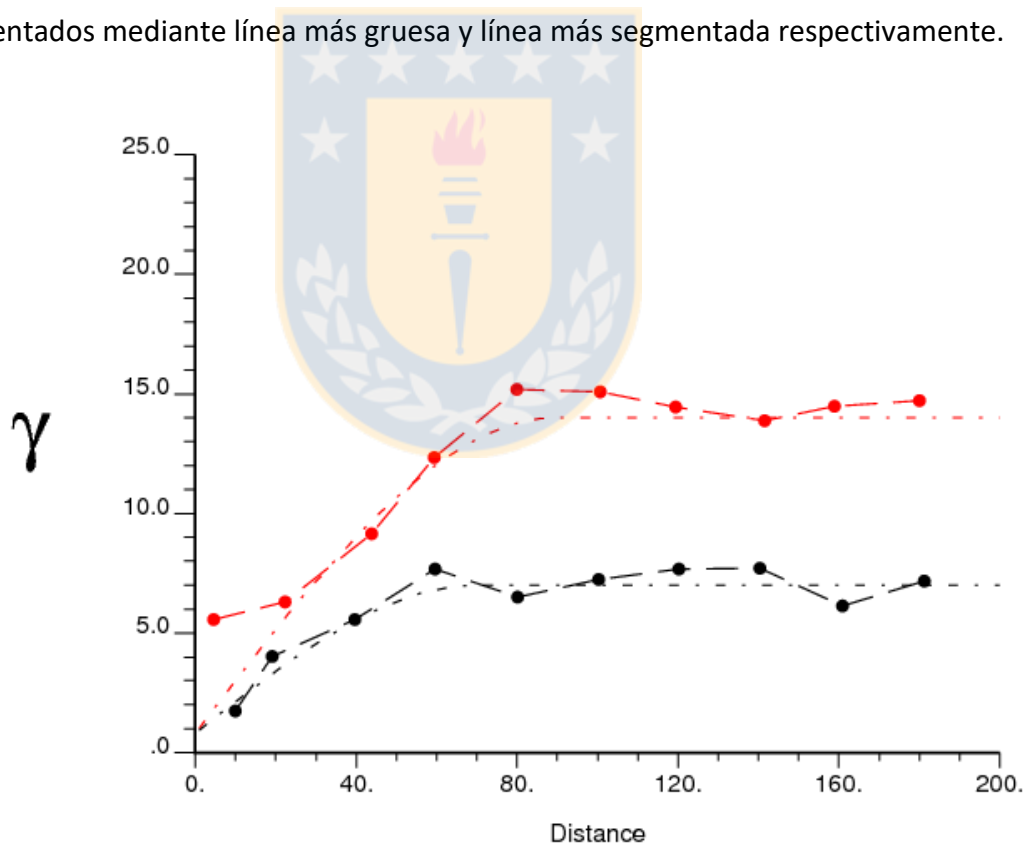


Figura 2-1. Ejemplo variogramas experimentales y teóricos [8].

Dentro del ámbito de la minería, la evaluación de recursos minerales comienza por la entrega de información puntual, que proviene de la toma de muestras (sondajes, pozos de

tronadura, etc.) Esta información se analiza mediante técnicas concernientes a la geoestadística especialmente con dos metodologías, que son las más ampliamente utilizadas: la estimación lineal por kriging ordinario y el uso de simulaciones condicionales para la evaluación de la incertidumbre [8].

2.6 Antecedentes sobre estimaciones mediante interpoladores lineales

Uno de los grandes objetivos de la geoestadística es: estimar el valor de una variable regionalizada en una posición X_0 del espacio, en donde no se conoce el valor real, a partir de los datos disponibles. Una forma de plantear el problema es mediante una combinación lineal debido a su simplicidad [8,9]:

$$Z^*(x_0) = a + \sum_{i=1}^n \delta_i * Z(x_i) \quad (2-5)$$

En donde:

$Z^*(x_0)$ = Valor estimado para la posición x_0 .

$Z(x_i)$ $i=1, \dots, n$ = Valores de los datos en las posiciones x_i $\{i=1, \dots, n\}$.

a = Coeficiente aditivo.

δ_i $\{i=1, \dots, j\}$ = Ponderadores.

El problema de este planteamiento surge al momento de asignar valores a estos ponderadores. ¿Se deberían asignar por algún criterio de cercanía, redundancia, continuidad, variabilidad o alguna dirección preferencial?

La respuesta la encontramos a través del kriging, que incorpora todos los criterios anteriores. El kriging es el “mejor” estimador lineal insesgado, ya que: es una combinación lineal ponderada de los datos, el error de estimación tiene una media nula y minimiza la varianza del error.

Existen diversos tipos de kriging, cada uno depende de las hipótesis con que fueron construidas sus funciones aleatorias. Dentro de la industria minera se destaca la utilización de

kriging simple, en que se asume la media conocida y de kriging ordinario, en que se desconoce la media.

2.6.1 Kriging ordinario (KO)

Como se mencionó anteriormente, cuando no se conoce el valor promedio de una variable regionalizada, suele utilizarse el denominado “kriging ordinario” (KO).

Otra hipótesis que debe cumplir es que solamente se conoce la función variograma $\gamma(h)$ o la función de covarianza $C(h)$. Con esto y utilizando la notación de la página anterior, el estimador de kriging ordinario queda conformado de la siguiente manera [8,9]:

$$Z^*(x_0) = \sum_{i=1}^n \delta_i * Z(x_i) \quad (2-6)$$

El sistema de kriging ordinario para determinar los ponderadores se plantea de la siguiente forma, resultando ambas maneras válidas [9]:

$$\sum_{\beta=1}^n \delta_{\beta} C(x_{\alpha} - x_{\beta}) + \mu = C(x_0 - x_{\alpha}) \quad \forall \alpha = 1 \dots n \quad (2-7)$$

$$\sum_{\beta=1}^n \delta_{\beta} \gamma(x_{\alpha} - x_{\beta}) - \mu = \gamma(x_{\alpha} - x_0) \quad \forall \alpha = 1 \dots n \quad (2-8)$$

En donde μ es un multiplicador de Lagrange. Además, se debe cumplir con la siguiente restricción para los ponderadores [9]:

$$\sum_{\beta=1}^n \delta_{\beta} = 1 \quad (2-9)$$

El kriging presenta algunas limitaciones considerables:

- Los valores estimados presentan una menor dispersión que los valores reales, esto se conoce como suavizamiento.
- La varianza de kriging, si bien incorpora información geométrica y de continuidad espacial, no considera el efecto proporcional, ya que no mide la información local, por ende, no mide todas las fuentes de incertidumbre.

2.7 Antecedentes económicos

En lo que respecta a datos económicos usados a lo largo del proyecto de tesis, se pueden resumir en la tabla 2-4. Adicionalmente en el capítulo 6.2, es posible observar un análisis de variación de los precios históricos de los metales comprometidos en los últimos 5 años [14,15].

Los precios de venta de los concentrados, fueron obtenidos directamente desde la minera, Anguran Zinc Mine.

En el anexo C, se encuentra el cálculo y la justificación del royalty minero.

Tabla 2-4. Antecedentes económicos.

Datos	
Precio Zinc	3115,00 \$/ton
Precio Plomo	2346,00 \$/ton
Tasa de descuento	10,00%
Impuesto Royalty	14,00%
Concentrado de Zinc	1120,00 \$/ton
Concentrado de Plomo	805,00 \$/ton

2.8 Antecedente Metodología de O'Hara y Suboleski (1992)

En la planificación temprana de un proyecto minero, es esencial contar con una aproximación de los costos asociados al proyecto y, de las variables que afectan a estos.

La metodología de O'Hara y Suboleski (1992) [10] entrega una estimación razonablemente certera de estos parámetros, en base al ritmo de explotación de la mina. En particular los siguientes:

Sean T , T_o , T_w y T_p los tonelajes diarios de; mineral procesado en planta concentradora, mineral explotado desde la mina, estéril removido en la mina y material total extraído desde la mina, respectivamente. Esta metodología estima los siguientes parámetros a utilizar.

2.8.1 Personal

- En mina (N_{op}).

El personal requerido por una mina a cielo abierto que trabaja con palas para el carguío y camiones para el transporte del material, puede estimarse como [10]:

$$N_{op} = 0,034 * T_p^{0,8} \quad (2-10)$$

- En molienda primaria (N_{ml}).

El personal requerido para operar la etapa de molienda con una capacidad de T toneladas de mineral es [10]:

$$N_{ml} = 5,7 * T^{0,3} \quad (2-11)$$

- De servicio (N_{sv}).

El personal requerido en esta área puede ser estimado como un porcentaje del personal de mina y molienda primaria [10]:

$$N_{sv} = 25,4\% * (N_{op} + N_{ml}) \quad (2-12)$$

- Técnico y administrativo (N_{at}).

De una forma análoga, el personal técnico y de servicio puede aproximarse como un porcentaje del personal de mina, molienda primaria y servicio [10]:

$$N_{at} = 11\% * (N_{op} + N_{ml} + N_{sv}) \quad (2-13)$$

2.8.2 Costo de capital asociado a la mina

- Área a limpiar (A_p).

Antes de comenzar la construcción de la mina, es necesario limpiar la superficie de plantas, árboles, etc. El área estimada a limpiar en acres en base a un ritmo de extracción T_p es [10]:

$$A_p = 0,0173 * T_p^{0,9} \quad (2-14)$$

- Costo de limpieza total.

Multiplicando el área del Pit por una profundidad media asumida de 10 pies se obtiene el volumen estimado a remover, luego el costo total depende de la topografía y/o tipo de suelo. En base a la información disponible de la zona el costo por limpieza en USD se expresa como [10]:

$$\text{Costo de limpieza total} = 300 * A_p^{0,9} \quad (2-15)$$

- Limpieza Overburden.

El estéril ubicado sobre el cuerpo mineralizado debe ser extraído previamente con el fin de exponer el mineral y así asegurar una producción consistente de este. Sea T_{ws} el tonelaje de roca que requiere uso de explosivos a ser removido para exponer el cuerpo mineralizado [10]:

$$\text{Striping cost} = 340 * T_{ws}^{0,6} \quad (2-16)$$

2.8.3 Taller de mantenimiento

- Área de taller de mantenimiento.

El tamaño de la zona de reparaciones y mantenimiento depende del número de equipos y a su vez estos dependen del tonelaje de mineral y estéril. Mantenimiento de palas y perforadoras usualmente es llevado a cabo en terreno mediante equipos móviles. El área en pies cuadrados, requerida para un taller de mantenimiento asociado a una mina a cielo abierto, puede aproximarse como [10]:

$$\text{Area taller} = 360 * T_p^{0,4} \quad (2-17)$$

- Costo taller de mantenimiento.

El costo asociado a construir y equipar el taller se estima por [10]:

$$\text{Costo taller de mantenimiento} = 6000 * A^{0,6} * t^{0,1} \quad (2-18)$$

Donde t es la capacidad de los equipos de transporte en toneladas.

2.8.4 Comunicación y distribución eléctrica

Este costo incluye la instalación de líneas de distribución eléctrica, transformadores, así como sus costos asociados, los cuales dependen del tonelaje total de la mina a ser extraído [10]:

$$\text{Costo de comunicacion y distribucion electrica} = 250 * T_p^{0,7} \quad (2-19)$$

2.8.5 Reabastecimiento

Este costo incluye el almacenamiento y distribución de combustible, lubricante, refrigerante, etc. Esto, destinado para la flota de transporte y vehículos de servicio [10]:

$$\text{Costo reabastecimiento} = 28 * T_p^{0,7} \quad (2-20)$$

2.8.6 Factores de costos

Dado el origen de los costos de capital, tanto de planta como de mina, tenemos que: el primero, es obtenido de [2] y, el segundo, de la metodología de O'Hara [10]. Los valores que se obtendrán están en estos respectivos años, por lo que es imperativo llevarlos a valor presente. Para ello se utiliza el valor anual medio de la inflación entre los años en cuestión y se aplica la fórmula:

$$VA = VP * (1 + i)^n \quad (2-21)$$

donde VA es el valor actual, VP el valor pasado, i la tasa de inflación y n el número de años a transportar el valor.

2.8.7 Estimación de la flota de equipos requerida

Una operación de minado a cielo abierto se desarrolla fundamentalmente en base a 4 tipos de equipos; equipos de servicio, perforadoras, palas y camiones para las etapas de tronadura, carguío y transporte respectivamente.

En el caso de las perforadoras, estas son estimadas en base a observaciones presentes en [10].

Para determinar el número de equipos de carguío y transporte requeridos para solventar la producción total de la operación, es necesaria la producción individual teórica del equipo, además de la producción objetivo.

2.8.8 Producción por equipo

Primeramente, se debe corroborar si la capacidad del equipo está limitada por peso máximo o por volumen máximo que puede ser transportado, en base a la densidad del material a transportar.

Tanto para el caso de palas como de camiones, las siguientes expresiones son válidas para estimar la producción teórica [10].

$$Produccion = \frac{C * f_f * e * d_m}{t_c} \quad C \text{ limitado por peso} \quad (2-22)$$

$$Produccion = \frac{C * \rho * f_f * e * d_m}{t_c} \quad C \text{ limitado por volumen} \quad (2-23)$$

donde;

C: Capacidad del equipo en toneladas.

ρ : Densidad del material.

f_f : Factor de llenado.

e: Eficiencia del operador.

d_m : Disponibilidad mecánica del equipo.

t_c : Tiempo de ciclo.

2.8.9 Número de equipos

El número de equipos requeridos se estima mediante una división directa entre la producción objetivo y la producción del equipo [10]:

$$N^{\circ} \text{ equipos} = \frac{\text{Produccion objetivo}}{\text{Produccion teorica del equipo}} \quad (2-24)$$

Este decimal debe ser siempre redondeado hasta el entero superior, puesto que de otro modo la producción sería insuficiente.

No obstante, es precipitado planificar en base al número exacto de equipos que esta relación entrega, ya que en caso de imprevistos que imposibiliten el uso de un equipo, la producción se vería afectada. Esta situación se amplifica mientras menor sea la cantidad de equipos en la flota, por ello a la relación anterior se le suma 1. De esta forma, la flota se determina por [10]:

$$N^{\circ} \text{ equipos} = \frac{\text{Produccion objetivo}}{\text{Produccion teorica del equipo}} + 1 \quad (2-25)$$

2.9 Antecedente Royalty minero

El royalty minero en Chile es un impuesto que se paga en función del nivel de producción y se aplica sobre la renta imponible operacional, es decir, el resultado de reducir a las ventas anuales todos los costos y gastos asociados a ellas, como impuesto de primera categoría de la ley de Impuestos a la Renta.

El nivel de producción se determina en base al margen operacional minero (MOM), que corresponde a la relación entre la renta imponible operacional y el ingreso operacional expresada en porcentaje. Se usa la tonelada métrica de cobre fino (TMCF) para situar a los explotadores en su segmento correspondiente [11].

Existen 3 grandes tramos para separar a los explotadores. A su vez, dos de estos cuentan con subdivisiones que ubican al explotador en un segmento específico y con un porcentaje de impuesto asociado.

El primer tramo lo componen aquellos cuyas ventas anuales no exceden las 12.000TMCF o su equivalente, y este segmento está exento de este impuesto. El segundo segmento lo componen los explotadores con ventas anuales sobre el equivalente a 12.000 TMCF y hasta 50.000 TMC, este segmento paga una tasa progresiva y ascendente de entre 0,5% y 4,5% en base a sus ventas anuales. El tercer segmento lo componen aquellos explotadores con ventas anuales sobre el valor a 50.000 TMCF o su equivalente, este segmento paga una tasa progresiva de acuerdo a su MOM [11].

La tabla 2-5 muestra los tramos, sus subdivisiones y el impuesto asociado.

Tabla 2-5. Tramos Royalty [11].

Ventas anuales (P) en TMCF				
Hasta 12.000	Mayor a 12.000 y menor a 50.000		50.000 o mayor	
Exentos de este impuesto	Segmento (P)	Impuesto	Segmento (MOM, %)	Impuesto
	12.000<P<=15.000	0,5%	MOM<35	5%
	15.000<P<=20.000	1%	35<MOM<=40	8%
	20.000<P<=25.000	1,5%	40<MOM<=45	10,5%
	25.000<P<=30.000	2%	45<MOM<=50	13%
	30.000<P<=35.000	2,5%	50<MOM<=55	15,5%
	35.000<P<=40.000	3%	55<MOM<=60	18%
	40.000<P	4,5%	60<MOM<=65	21%
			65<MOM<=70	24%
			70<MOM<=75	27,5%
		75<MOM<=80	31%	
		80<MOM<=85	34,4%	
		<MOM	14%	

3 Desarrollo Experimental: Planificación

3.1 Sondajes iniciales

La parte inicial del proceso de planificación inició con el ploteo de la base de datos entregada por la minera, la cual corresponde a los sondajes realizados con toda la información pertinente al respecto: ubicación, ley, profundidad, desviación vertical y horizontal, etc. Con ellos se delimitó el cuerpo mineral y se generó el sólido que fue utilizado como base para realizar la estimación de ambos metales, zinc y plomo, dada la coexistencia de ambas especies minerales en el mismo punto.

También, fue entregada la topografía relativa a la zona en que se emplaza el yacimiento.

En las figuras 3-1 y 3-2 se visualizan los sondajes con su respectiva leyenda referida a la ley de zinc presente y, en la figura 3-3 el sólido delimitado a base de ellos con la topografía del lugar. Este trabajo, fue realizado en el software Datamine.

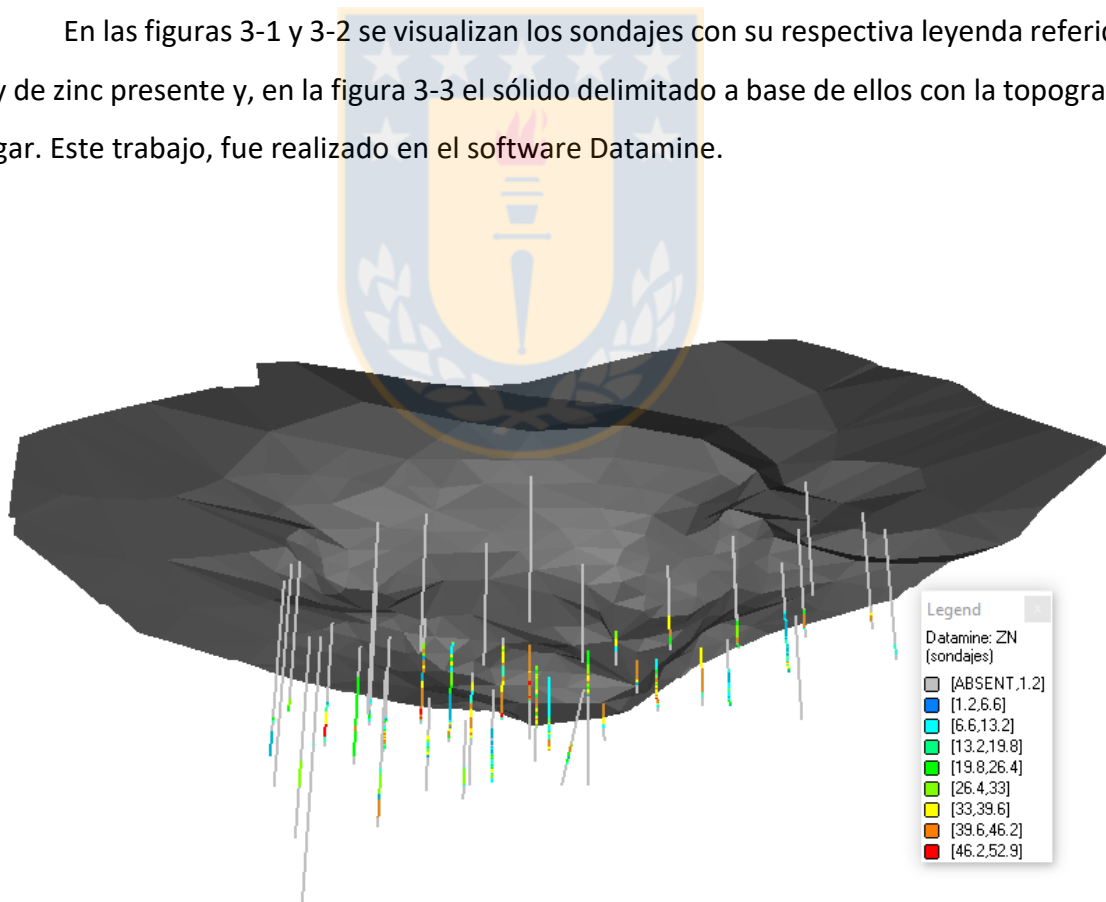


Figura 3-1. Sondajes iniciales con concentración de Zn.

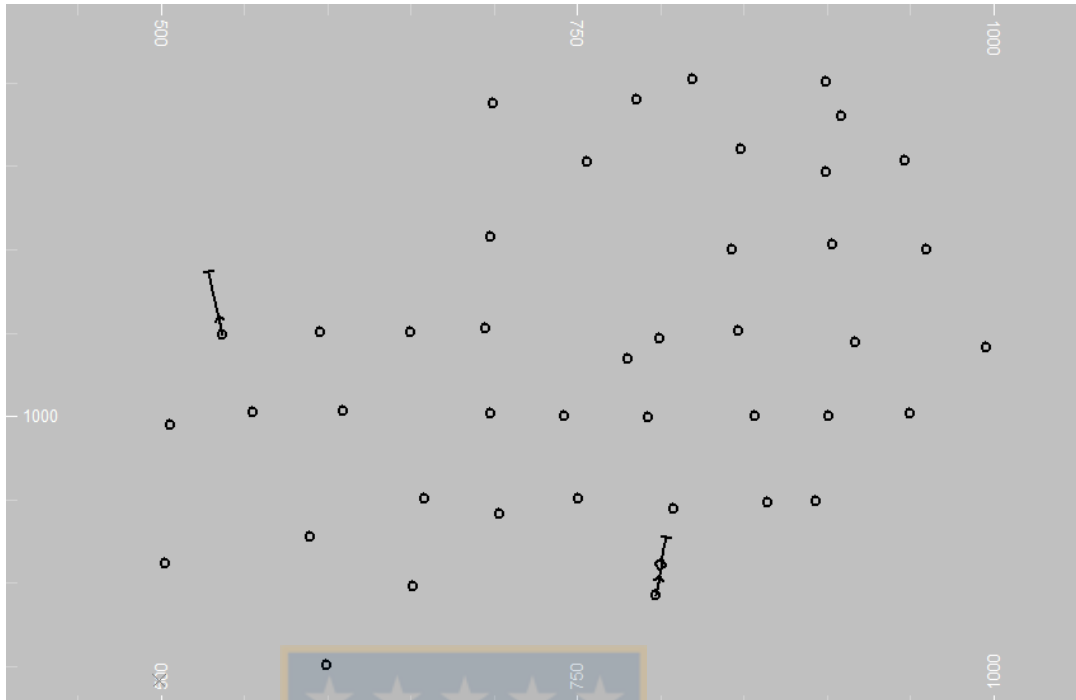


Figura 3-2. Sondajes iniciales vista en planta.

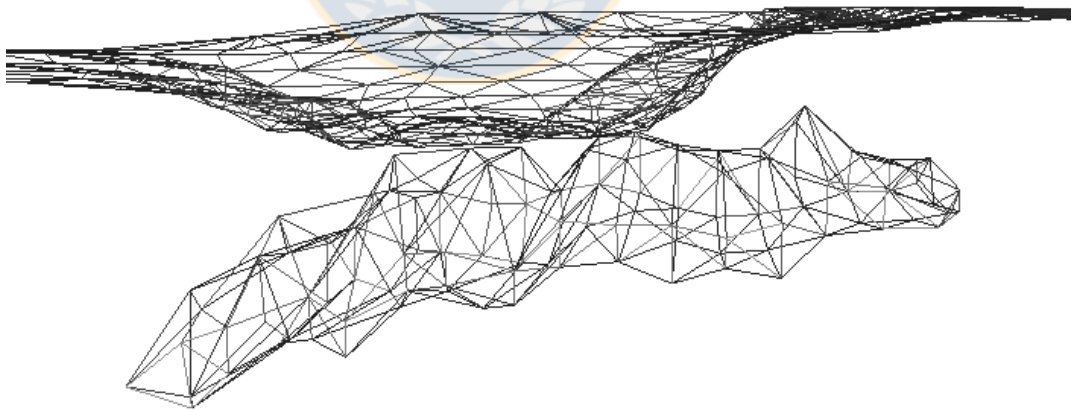


Figura 3-3. Sólido mineral con topografía.

3.2 Modelo de bloques

El modelo de bloques definido presenta dimensiones de 15x15x15 metros. Esto, dado la altura de banco, que se planeó y se utilizó, el requerimiento de los equipos y para asegurar que haya al menos un sondaje en cada bloque por medio existente. Las subceldas de 2,5x2,5x2,5 metros, se definieron de forma arbitraria, para no sobredimensionar el modelo de bloques en relación a la ley y al tonelaje a extraer.

El modelo quedó conformado por 46006 bloques en los cuales se llevó a cabo la estimación.

En la figura 3-4 se muestra el modelo de bloques ploteado del cuerpo mineral.

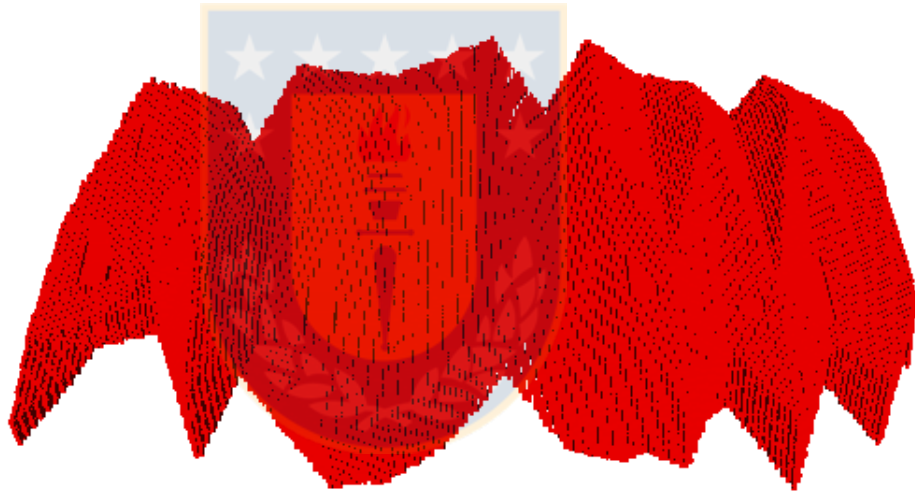


Figura 3-4. Modelo de bloques del cuerpo mineral.

3.3 Metodología geoestadística

Como se expuso en el apartado 2.5, es necesaria la obtención del variograma experimental de la distribución de leyes en nuestro yacimiento y la selección del variograma teórico, el que se será utilizado como base para la estimación de los recursos dentro del modelo de bloques mineral.

Tanto los variogramas como la estimación fueron realizados con el software R, en su interfaz de RStudio, con el fin de facilitar el entendimiento del trabajo en este.

3.3.1 Estimación zinc

En las figuras 3-5 y 3-6 se observan los variogramas omni-horizontal y vertical para Zn, en ambas modalidades, experimental (línea azul) y teórico (línea roja), y seguido de cada uno, las tablas 3-1 y 3-2 con información relativa a dichos variogramas.

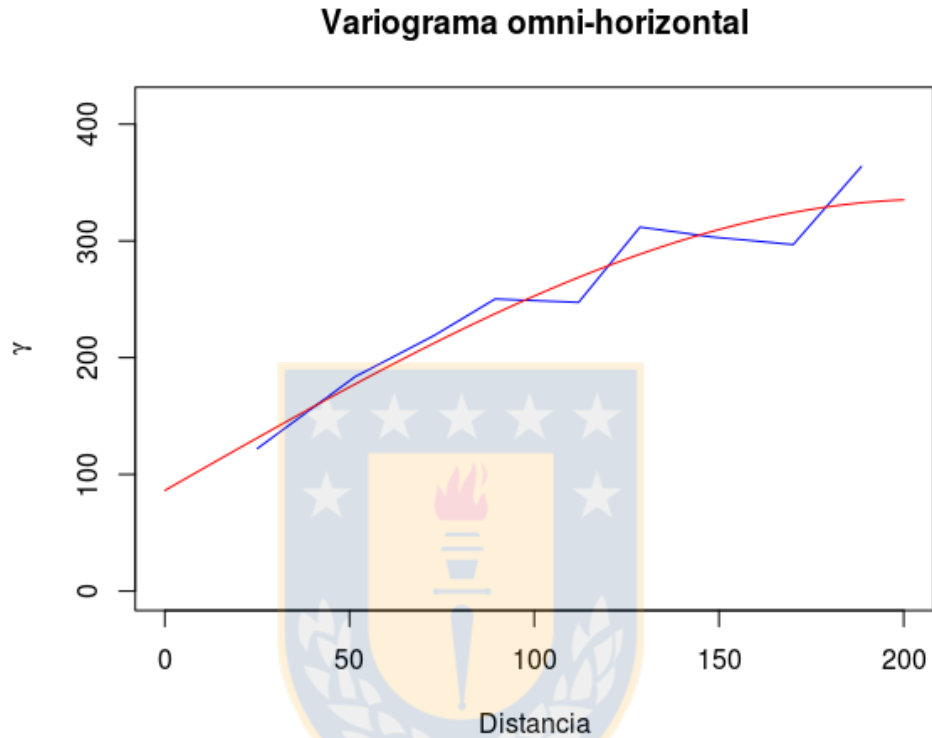


Figura 3-5. Variograma omni-horizontal Zn.

Tabla 3-1. Información variográfica omni-horizontal Zn.

Nugget	Alcance	Meseta
86,24	207,15	335,6

Se optó por un variograma omni-horizontal ya que, al realizar la variación del azimut, el comportamiento era muy similar en todas las direcciones.

Se realizó con una tolerancia de 30° en el eje vertical y 30° en el eje horizontal.

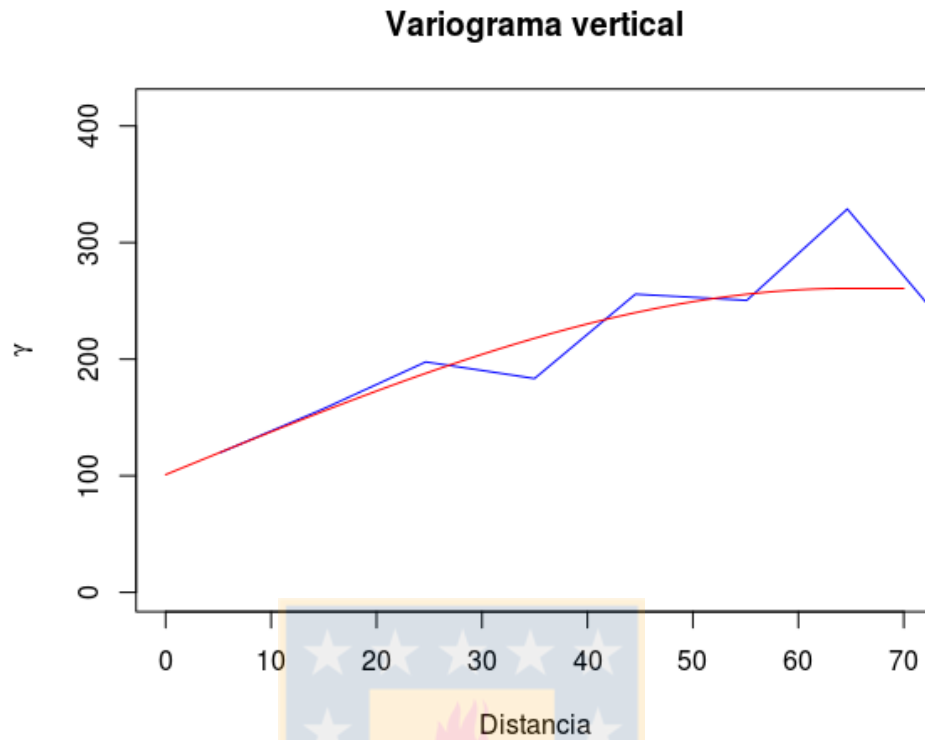


Figura 3-6. Variograma vertical Zn.

Tabla 3-2. Información variográfica vertical Zn.

Nugget	Alcance	Meseta
100,92	64,69	260,71

El cuerpo mineral (sólido) es bastante angosto, lo cual hace que aumente de forma desmedida la varianza en los datos después de cierta distancia.

Se realizó con una tolerancia de 30° en todas las direcciones.

3.3.2 Estimación Plomo

De forma similar, en las figuras 3-7 y 3-8 se observan los variogramas omni-horizontal y vertical para Pb, en ambas modalidades, experimental (línea azul) y teórico (línea roja), y seguido de cada uno, las tablas 3-3 y 3-4 con información relativa a dichos variogramas.

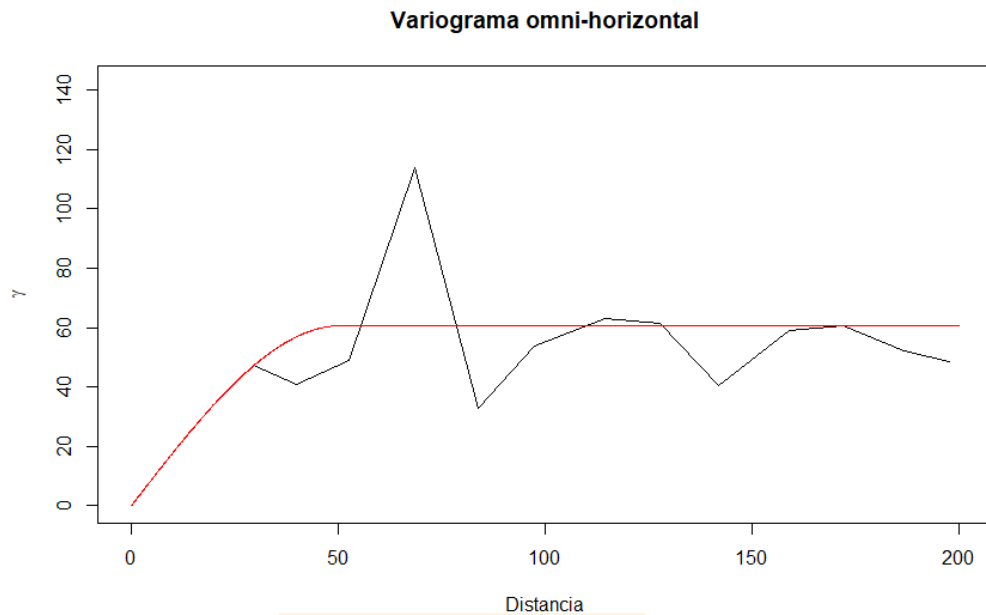


Figura 3-7. Variograma omni-horizontal Pb.

Tabla 3-3. Información variográfica omni-horizontal Pb.

Nugget	Alcance	Meseta
0	50,47	60,64

De igual forma que el caso anterior, se optó por un variograma omni-horizontal ya que, estos eran similares en todas direcciones.

La concentración presentaba variaciones en un comienzo, lo que alteró el variograma de forma inicial, pero se mantuvo relativamente constante en todo el dominio.

Uno de los sondajes presentaba una concentración alta de Pb, lo que provocó el pick visualizado en el variograma.

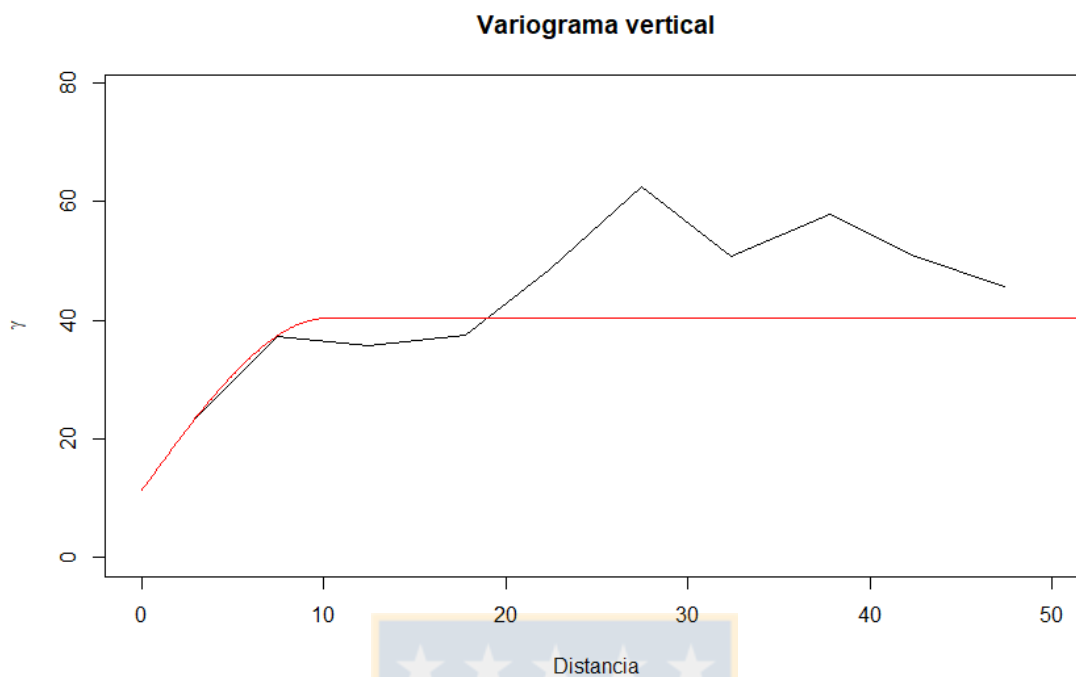


Figura 3-8. Variograma vertical Pb.

Tabla 3-4. Información variográfica vertical Pb.

Nugget	Alcance	Meseta
11,31	10,29	40,4

Finalmente, el variograma vertical presenta un alcance muy pequeño en comparación a todos los anteriores. Esto se debió principalmente a que la concentración principal de plomo estaba en la zona superior-este del yacimiento y en la zona inferior-oeste del mismo, y del mismo modo que el variograma vertical de Zn, a la poca espesura del manto mineral.

3.3.3 Elipsoide de búsqueda

Ante de llevar a cabo el proceso de interpolación de los datos, es necesario definir la disposición espacial en la cual se buscarán los datos conocidos, mediante los sondajes, para estimar el recurso en una nueva posición.

La elipse definida por el programa R es más bien una esfera, en la cual el parámetro ingresado para definir la distancia máxima de búsqueda es el radio de esta. Este, fue

seleccionado de 75 metros, ya que de esta forma asegura que al menos 10 vecinos se encontraran en la vecindad de cualquier punto a estimar.

La cantidad mínima de vecinos a considerar para la interpolación es de 10, y la máxima es de 100, siendo elegidos estos por la proximidad con el lugar a estimar y usando los variogramas para percatar la continuidad espacial.

En la figura 3-9 y 3-10 se muestra una visualización en 2D y 3D del elipsoide de búsqueda generada por R.

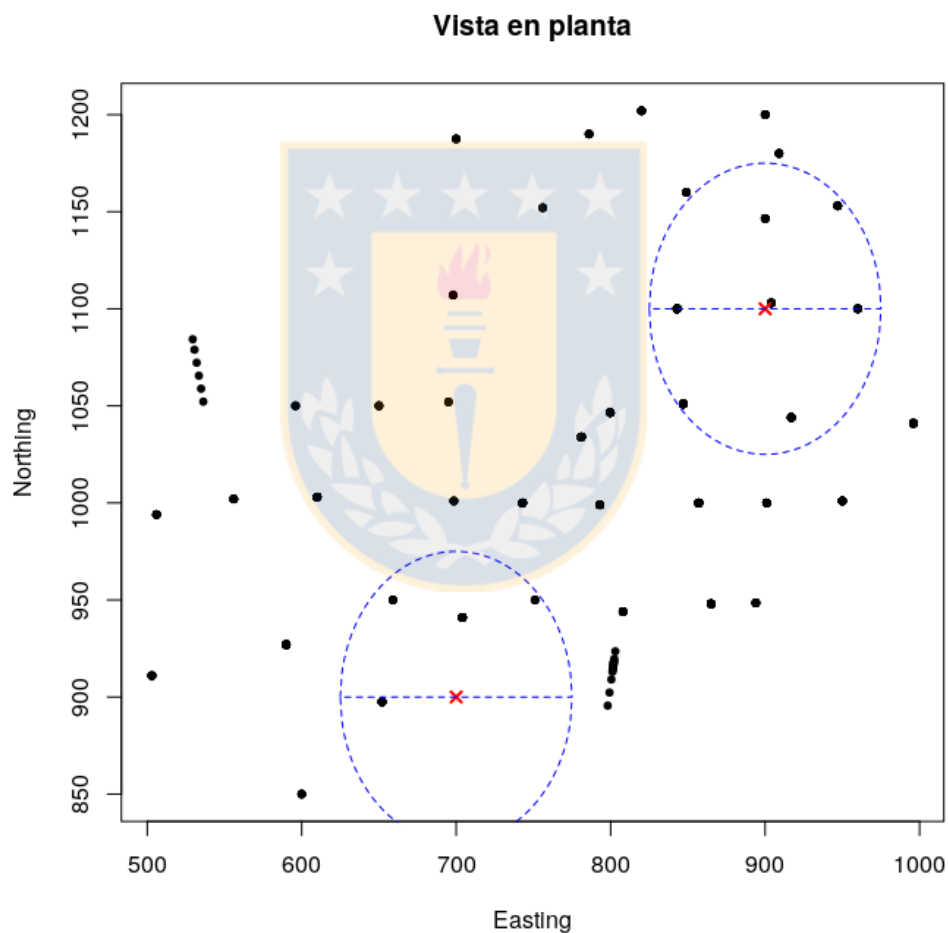


Figura 3-9. Vista en planta 2D del elipsoide de búsqueda.

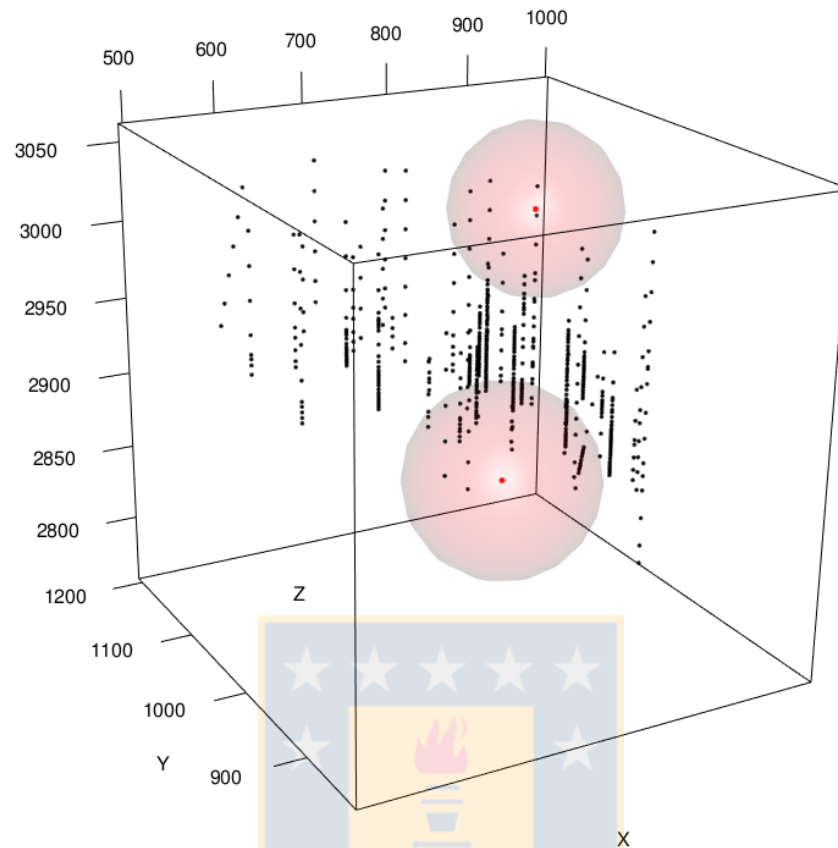


Figura 3-10. Vista 3D del elipsoide de búsqueda.

3.3.4 Estimación mediante KO para zinc

Finalmente, se entregó la información necesaria para realizar la estimación sobre el sólido mineral, y los compositos realizados con los datos de los sondajes al software R.

Se introdujeron los variogramas omni-horizontal y vertical relativos al Zn, se seleccionó el modelo esférico como modelo teórico (Figura A-1, Anexo A: Planificación 2.) y el elipsoide de búsqueda.

El total de los datos generados no puede ser mostrado dado su extensa cantidad, la que asciende a la suma de 46007 datos.

En la figura 3-11, se muestra un histograma de los datos de ley de Zn luego de la interpolación.

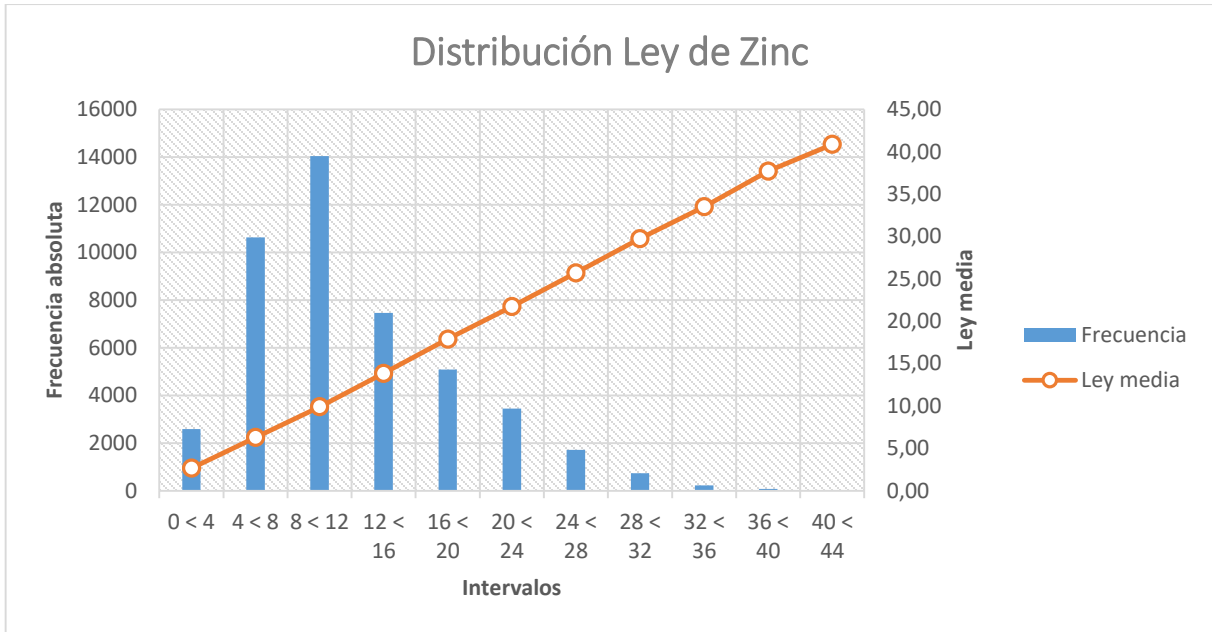


Figura 3-11. Histograma relativo a la ley de Zn.

Más del 80% de los datos, se encuentran en 4% y 24% de ley de Zn. En la tabla 3-5 se observan las estadísticas descriptivas asociadas a la interpolación.

Tabla 3-5. Estadísticas descriptivas interpolación Zn.

Datos	Valor
Promedio	12,15 %
Mediana	10,65 %
Desviación estándar	6,50 %
Varianza	42,27
Curtosis	0,73
Mínimo	0,41 %
Máximo	42,14 %

3.3.5 Estimación mediante KO para plomo

Se entregó la información necesaria para realizar la estimación sobre el sólido mineral, que es relativamente similar al anterior en forma, pero un tanto más grande, y los compositos realizados con los datos de los sondeos, al programa R. Además, se introdujeron los variogramas omni-horizontal y vertical relativos al Pb y se seleccionó el modelo esférico como modelo teórico. (Figura A-1, Anexo A: Planificación 2.)

En la figura 3-12, se muestra un histograma de los datos de ley de Pb luego de la interpolación.

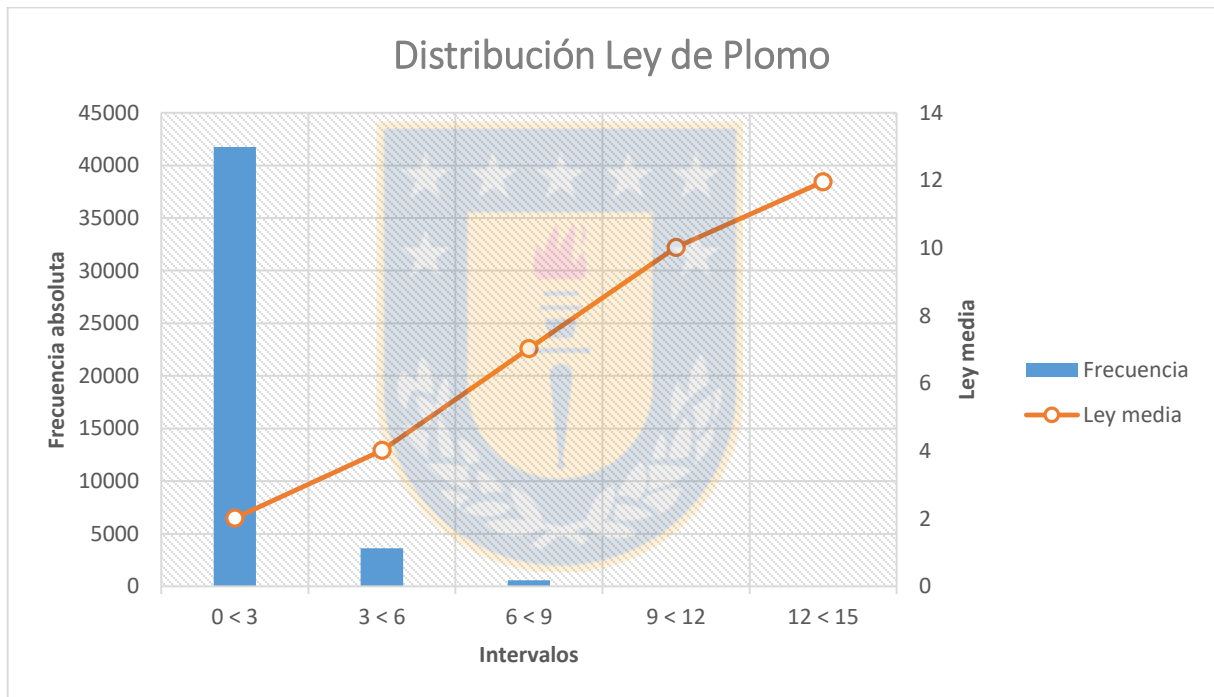


Figura 3-12. Histograma relativo a la ley de Pb.

Más del 85% de los datos, para el caso del Pb, se encuentran en leyes menores a 3%, pero también lejanas a 0. Esto, queda visible tras el cálculo de la ley promedio, la cual se puede visualizar en la tabla 3-6 junto con las demás estadísticas descriptivas asociadas a esta interpolación.

Tabla 3-6. Estadísticas descriptivas interpolación Pb.

Datos	Valor
Promedio	2,25 %
Mediana	2,14 %
Desviación estándar	0,91 %
Varianza	0,83
Curtosis	37,72
Mínimo	0,03 %
Máximo	14,59 %

3.4 Ley equivalente, ley de corte y ley media

Para hacer referencia a los 2 casos tratados, se usó la notación “Caso Zinc” y “Caso Equivalente”. Para el Caso Zinc no se precisó de un cálculo de ley equivalente, ya que solo se realizó la planificación pensando únicamente en el mineral primario, es decir, zinc.

La ley de corte fue entregada directamente por la minera, es decir, es información previamente obtenida, y la ley media se calculó una vez realizada la estimación en el modelo de bloques mineral.

Para el Caso Equivalente, si fue requerido el cálculo de ley equivalente, el cual se llevó a cabo como muestra el antecedente 2.4 y este puede ser revisado en el anexo A: Planificación 3. La ley de corte fue igual que para el Caso Zinc, dado que el proceso de tratar todo el material como si fuese el mineral primario, nos confiere la misma ley de corte. Finalmente, la ley media al igual que antes, se calculó una vez realizada la estimación en el modelo de bloques equivalente.

Tabla 3-7. Resumen de leyes Caso Zinc y Equivalente.

Caso / Ley	Media	Corte
Zinc	12,15 %	1,2 %
Equivalente	13,86 %	1,2%

Los datos relativos, las leyes de zinc estimada y plomo estimada, a la ley equivalente no pueden ser observados detalladamente dada su gran extensión, pero el proceso por el cual se llevó a cabo y el cálculo de ley media pueden ser encontrados en el Anexo A: Planificación 3.

La tabla 3-8 muestra un ejemplo de los resultados obtenidos del proceso y la tabla 3-9 un resumen más detallado de la estadística descriptiva asociada a la ley equivalente.

Tabla 3-8. Fragmento del resultado “Ley de Zn equivalente”.

XC	YC	ZC	Zn	Pb	Ley Zn Equivalente
491,25	866,25	2943,75	4,84	2,14	6,45
491,25	868,75	2943,75	4,89	2,14	6,50
493,75	871,25	2943,75	4,99	2,13	6,59
493,75	873,75	2943,75	5,05	2,11	6,64
491,25	871,25	2942,50	4,96	2,14	6,57
491,25	873,75	2942,50	5,01	2,13	6,61
491,25	866,25	2952,50	4,68	2,14	6,29
491,25	868,75	2952,50	4,73	2,13	6,33
491,25	871,25	2952,50	4,78	2,13	6,38

Tabla 3-9. Estadísticas descriptivas “Ley de Zn Equivalente”.

Datos	Valor
Promedio	13,77 %
Mediana	12,19 %
Desviación estándar	6,85 %
Varianza	46,91
Curtosis	1,00
Mínimo	1,08 %
Máximo	48,15 %

Es de bastante utilidad desplegar las curvas tonelaje ley para ver cuáles son los recursos disponibles una vez definidas las leyes de corte. A continuación, en las figuras 3-13 y 3-14 se muestran las curvas para los 2 casos.

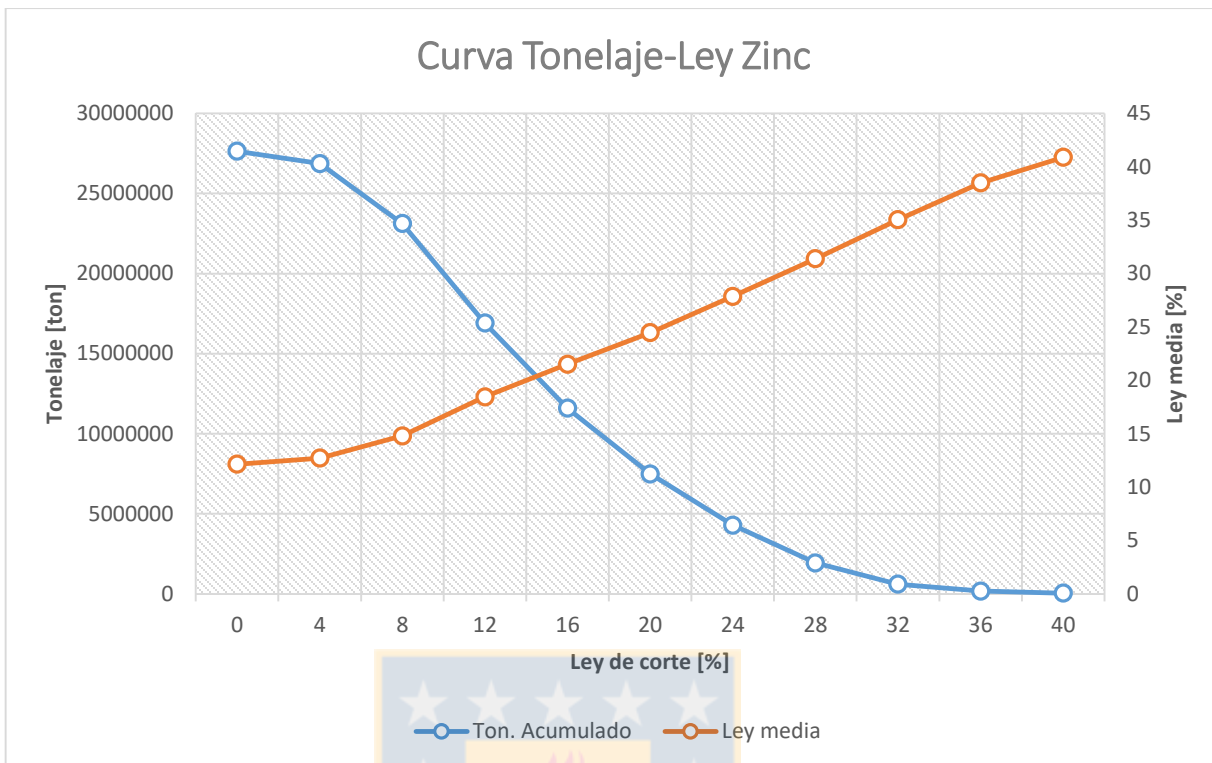


Figura 3-13. Curva Tonelaje-Ley Caso Zinc.

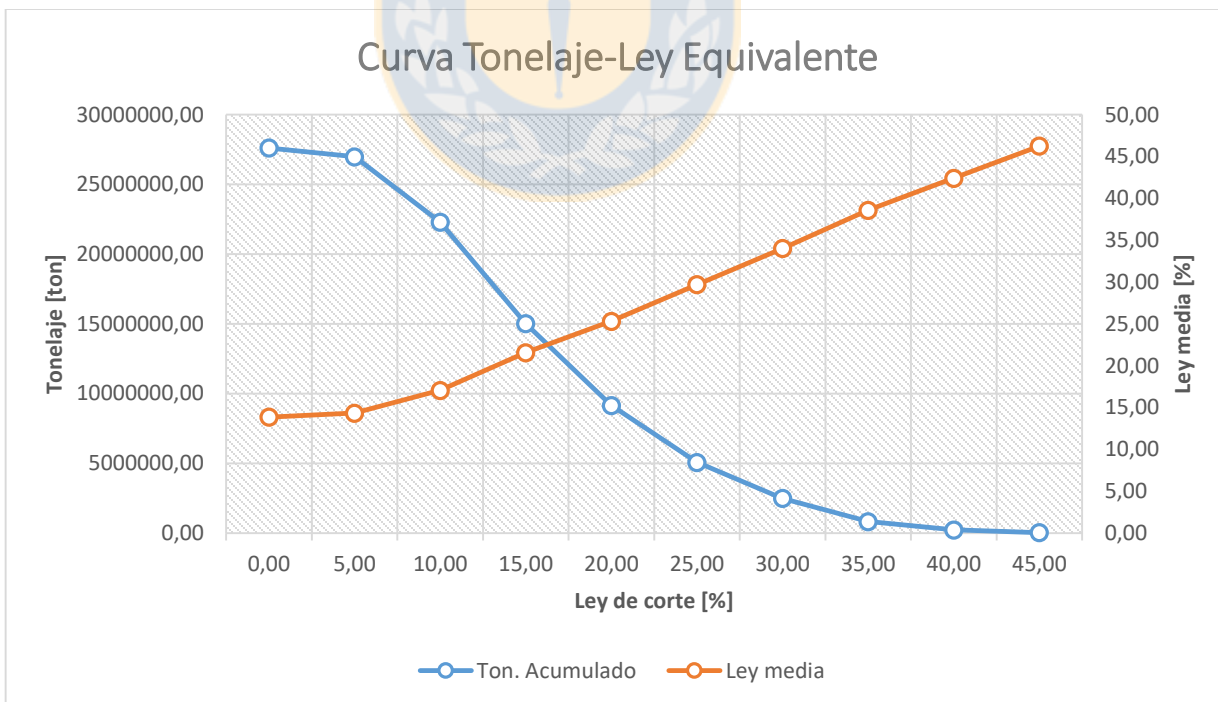


Figura 3-14. Curva Tonelaje-Ley Caso Equivalente.

3.5 Planificación y diseño de mina

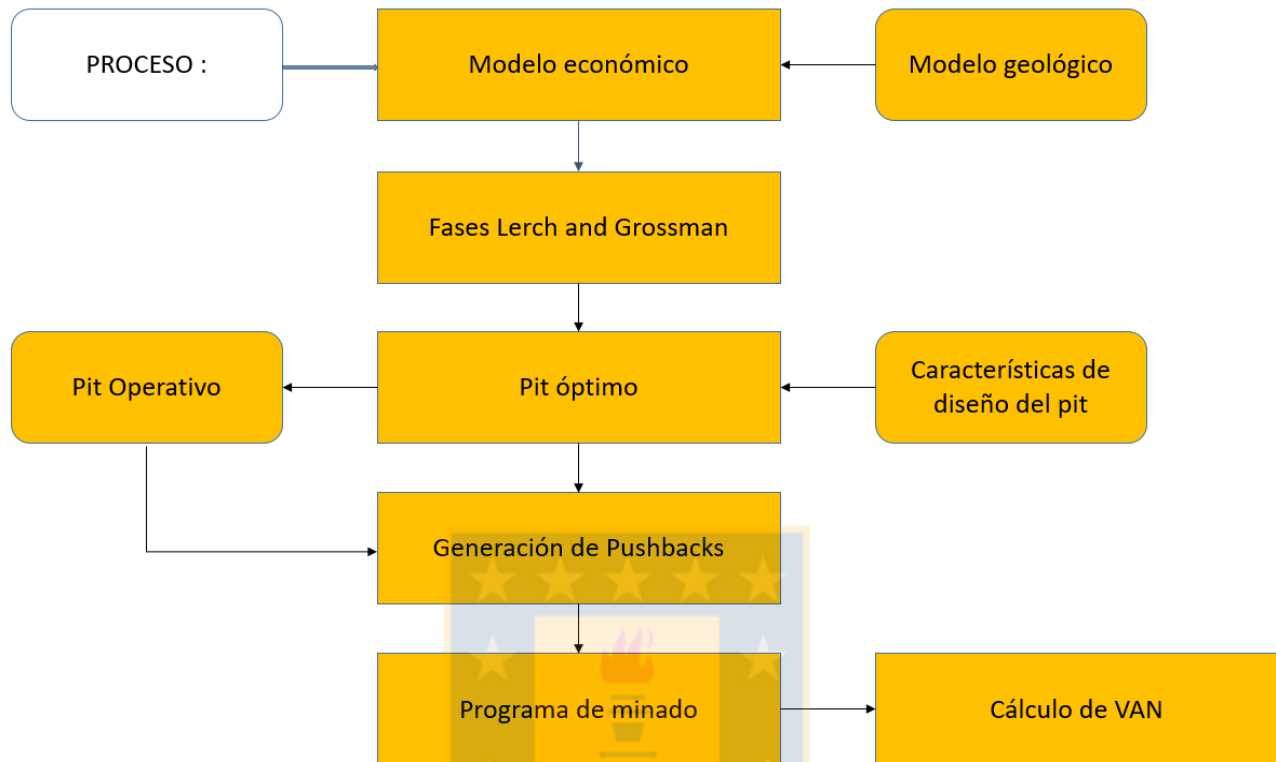


Figura 3-15. Diagrama de flujo de planificaciones y diseño.

La figura 3-15 muestra en un diagrama de flujo los pasos a seguir, a grandes rasgos, en la planificación y diseño de mina para ambos casos.

En el software, NPVScheduler, se introdujeron los datos económicos presentados en la tabla 3-10, los modelos geológicos para cada caso, es decir, los modelos de bloques respectivos con la información de la estimación, y la topografía relativa a la zona.

Todos los costos fueron entregados por Anguran Zinc Mine, y son los costos actuales que presentan en sus faenas. La tasa de descuento se consideró un valor arbitrario de 10 % y la recuperación de planta fue definida con ayuda de [12].

Tabla 3-10. Datos de entrada NPVScheduler.

Información	Valor Caso Zinc	Valor Caso Equivalente
Precio producto	1120 \$/ton concentrado	1120 \$/ton concentrado
Costo de minado mineral	1,4 \$/ton mineral	1,4 \$/ton mineral
Costo de minado estéril	1 \$/ton estéril	1 \$/ton estéril
Costo de procesamiento	7,8 \$/ton mineral	15,6 \$/ton mineral
Costo de chancado	1,83 \$/ton mineral	1,83 \$/ton mineral
Costos generales (overhead)	0,9 \$/ton mineral	0,9 \$/ton mineral
Recuperación planta	85% \$/ton mineral	85% \$/ton mineral
Tasa de descuento	10%	10%
TPD de mineral	8000 ton	8000 ton
Días trabajados por año	360	360
Talud global	75°	75°

El programa entregó un “Ultimate pit”, logrado gracias al algoritmo de Lerch and Grossman, así como un estimado del VAN considerando solo los costos operacionales.

El reporte económico y de información estadística del Ultimate Pit, puede ser visualizada en las tablas 3-11 y 3-12 para el Caso Zinc.

Tabla 3-11. Reporte modelo de bloques económico Caso Zinc.

Parámetro	Valor
Tonelaje de mineral	20.842.020 ton
Ley mínima	1%
Ley máxima	42%
Ley media	12,15%
Costo de minado	\$29.178.828
Costo de procesamiento	\$219.466.471
Valor del mineral	\$3.455.864.552

Tabla 3-12. Reporte estadístico Ultimate Pit Caso Zinc.

Parámetro	Valor
Tonelaje de mineral	18.727.182 ton
Tonelaje de estéril	31.060.083 ton
Ley media	15,09%
Razón estéril-mineral (REM)	1,66
Valor del mineral	\$3.165.043.575
Valor presente	\$2.469.994.161
Costo de minado total	\$57.278.137
Costo de procesamiento	\$197.197.224
Vida de la mina	6.5 años

De manera homologa al Caso Zinc, en las tablas 3-13 y 3-14 se encuentra el reporte económico y de información estadística del Ultimate Pit para el Caso Equivalente.

Tabla 3-13. Reporte modelo de bloques económico Caso Equivalente.

Parámetro	Valor
Tonelaje de mineral	20.852.356 ton
Ley mínima	1%
Ley máxima	48%
Ley media	13,77%
Costo de minado	\$29.193.298
Costo de procesamiento	\$382.223.685
Valor del mineral	\$3.891.992.832

Tabla 3-14. Reporte estadístico Ultimate Pit Caso Equivalente.

Parámetro	Valor
Tonelaje de mineral	19.502.691 ton
Tonelaje de estéril	33.544.982 ton
Ley media	16,01%
Razón estéril-mineral (REM)	1,72
Valor del mineral	\$3.497.066.529
Valor presente	\$2.699.025.208
Costo de minado total	\$60.848.749
Costo de procesamiento	\$357.484.326
Vida de la mina	6,77 años

De lo anterior, se generó un gráfico acumulado del aumento progresivo de VAN por fases, en las que el software consideró que fue prudente, relativo a la extracción. Estas fases son pequeñas extracciones de tamaño definido por el software, en las que él mismo calculó la ganancia económica por extraer dicha fase.

3.5.1 Caso Zinc

Para el aumento progresivo del VAN en el Caso Zinc, se estimó prudente extraer solo hasta la fase 28 generada por el software, dado que el aumento de VAN posterior era totalmente despreciable y sumaba tiempo innecesario a la vida de la mina. Además, generaba un exceso de estéril al producir un ensanchamiento del pit que apenas lograba ser costado con el mineral adicional obtenido por la fase marginal.

Se exportó el modelo de bloques generado del ultimate pit al software datamine, con el fin de realizar el respectivo corte en la fase antes mencionada, y la generación del pit operativizado.

El proceso de operativizar el pit añadiendo rampa y taludes aumentó el tonelaje total de material estéril a extraer, el cual fue cuantificado con el mismo software.

Si bien el reporte y los ejes no se pueden apreciar de la mejor manera en la figura 3-16, es posible diferenciar con claridad el estado estacionario y el poco o nulo incremento del VAN.

Este cálculo se realizó considerando solo parámetros operacionales.

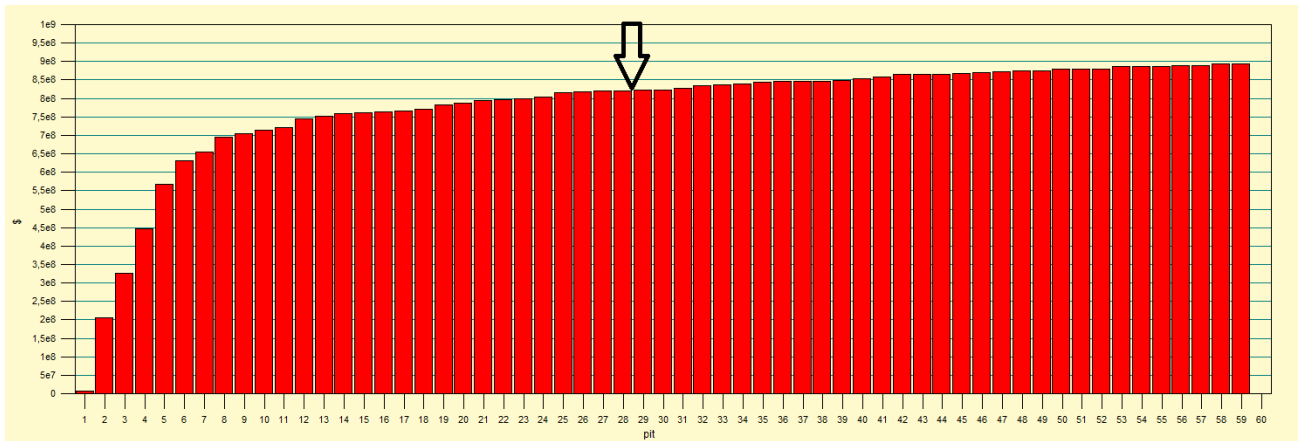


Figura 3-16. Aumento del VAN por fase extraída Caso Zinc.

3.5.2 Caso Equivalente

En el gráfico del Caso Equivalente, se optó por extraer hasta la fase 30 generada por el software, ya que de igual manera al Caso Zinc, no era llamativo el VAN generado posterior a esta fase.

La diferencia entre ambos pits, no reside en la profundidad, si no en el crecimiento de los ejes en el pit para el Caso Equivalente. Dicho esto, que la fase haya aumentado no supuso un aumento de profundidad relevante, pero si un ensanchamiento en las paredes del pit.

De igual manera, se exportó el modelo de bloques al software datamine, con el fin de realizar el respectivo corte en la fase antes mencionada, y la generación del pit operativizado.

En este caso, en la figura 3-17 se muestra un ingreso superior en todas las primeras fases que por formato de las imágenes directas del software no es posible apreciar, pero si se puede notar la estacionalidad del VAN luego de la fase 32.

Este cálculo se realizó considerando solo parámetros operacionales.

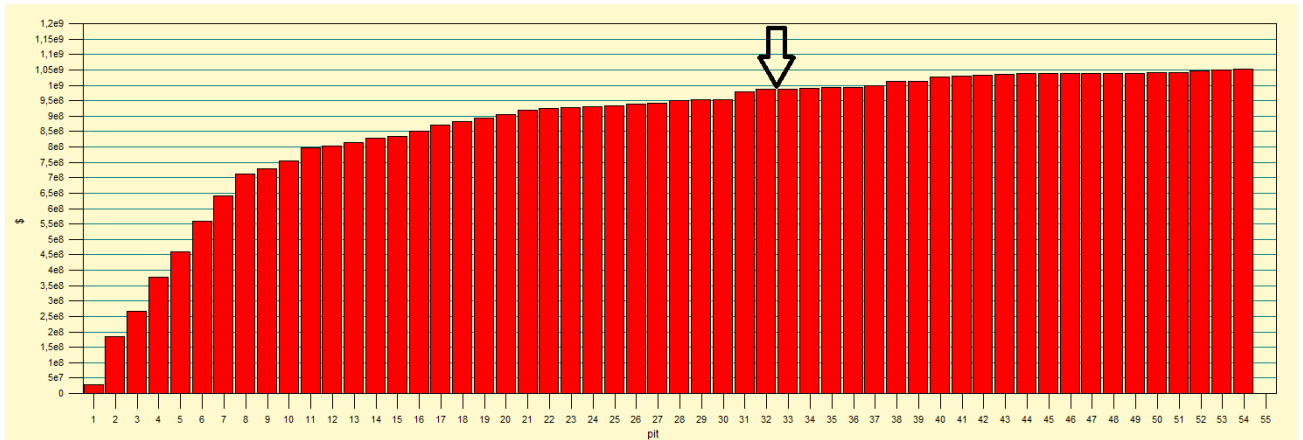


Figura 3-17. Aumento del VAN por fase extraída Caso Equivalente.

3.6 Reserva mineral, producción y vida de la mina: Pit optimo operativizado

La reserva mineral corresponde a la parte del yacimiento que resulta económicamente rentable de minar, la cual se determinó mediante el software NPVScheduler.

Con dicho software se calculó el volumen total de cada dominio, y con la densidad se obtuvo el tonelaje correspondiente.

3.6.1 Caso Zinc

La tabla 3-15 resume toda la información antes mencionada.

Tabla 3-15. Volumen y tonelaje total Caso Zinc.

	Mineral	Estéril	Total
Volumen	3.774.424	11.765.183	15.539.607
Tonelaje	16.720.698	25.883.403	42.604.101
Operativización (ton)	0	31.585.233	31.585.233
Total tonelaje a extraer			74.189.334

La operativización del pit óptimo resultó en un aumento de solo material estéril, dado que no se poseía absolutamente nada de información del terreno circundante, por lo que el ensanchamiento del pit solo sumó escoria al tonelaje total.

En lo relativo a la producción, considerando lo expuesto en el antecedente 2.2, será como se muestra en la tabla 3-16. Además, se obtuvo la nueva REM por relación directa entre mineral y esteril total.

Tabla 3-16. Producción Caso Zinc.

REM	Mineral por día	Estéril por día	Producción por día
3,44	8.000 toneladas	27.496 toneladas	35.496 toneladas

La vida útil de la mina para el Caso Zinc ascendió aproximadamente a 6 años. Esta cantidad de tiempo ya considera el aumento de vida de útil del proyecto debido a la operativización del pit óptimo relativo al caso.

3.6.2 Caso Equivalente

Tabla 3-17. Volumen y tonelaje total Caso Equivalente.

	Mineral	Estéril	Total
Volumen	3.930.726	12.706.433	16.637.159
Tonelaje	17.413.117	27.954.152	45.367.269
Operativización (ton)	0	34.673.885	34.673.885
Total tonelaje a extraer			80.041.154

En el Caso Equivalente, el ensanchamiento fue mayor debido a que el pit alcanzó una mayor profundidad. Se mantuvo el mismo diseño y geometría de pit, lo que culminó en una mayor cantidad de material estéril para remover.

La producción se mantuvo constante para el mineral, pero varió la extracción de estéril dada la nueva REM, tal como se muestra en la tabla 3-18.

Tabla 3-18. Producción Caso Equivalente.

REM	Mineral por día	Estéril por día	Producción por día
3.60	8.000 toneladas	28.773 toneladas	36.773 toneladas

La vida útil del Caso Equivalente es de 6 años y 3 meses (6,22 años) aproximadamente.

El aumento se debió al cambio de operativización del pit óptimo relativo al caso, de igual forma que el Caso Zinc.

3.7 Diseño del pit

El diseño del pit estuvo comprendido en gran medida por las características de los equipos a utilizar en la faena. La geometría del pit, el ancho de rampa, el ángulo interbanco, el ángulo global, etc. están definidos en la tabla 3-19. Cabe destacar que ambos casos comparten iguales criterios de diseño, con unas ligeras variaciones en la geometría global del pit.

3.7.1 Rampa

Es la estructura principal que permite vincular 1 o 2 lugares de trabajo a distintas alturas. Permite ascender y descender a través de su superficie. Los criterios usados para el diseño esta, fueron la pendiente y el ancho. El cálculo detallado del ancho de rampa puede verse en el Anexo A: Planificación 4.

3.7.2 Bancos

La altura de banco por su parte, quedó definida por el modelo de bloques utilizado inicialmente y la altura de operación de los equipos que desarrollaron labores en la zona.

El ancho de banco, como barrera para detener rocas o material suelto desprendido o para mejorar la estabilidad del talud, resultó definido inicialmente por la fórmula de Ritchie modificada de acuerdo a Richard Call [13], y considerando la superficialidad del yacimiento.

El ángulo de inter-banco fue definido por información relativa a la zona, con datos lejanos a la minera, dado que se desconoce las condiciones de roca de la zona a trabajar. Por este motivo, y de manera conservadora, se seleccionó un ángulo de talud de 60° que asegure estabilidad y seguridad a la operación, considerando la poca profundidad del pit.

Los ángulos globales de operación fueron calculados una vez ya operativizados ambos pits (Zinc y Equivalente). Un ejemplo de cálculo puede observarse en el Anexo A: Planificación 6.

3.7.3 Información general

La tabla 3-19 resume toda la información de diseño y, las figuras 3-18 y 3-19 muestran los pits operativos para el Caso Zinc y Caso equivalente respectivamente.

Tabla 3-19. Información de diseño de mina.

Parámetros	Caso Zinc	Caso Equivalente
Pendiente de rampa	10%	10%
Ancho de rampa	25m	25m
Altura de banco	15m	15m
Ancho de banco	5m	5m
Angulo interbanco	60°	60°
Angulo global mínimo	22,32°	22,16°
Angulo global máximo	40,17°	41,63°
Numero de bancos	14	15
Ancho del pit	607m	618m
Largo del pit	820m	864m
Profundidad (promedio)	186m	190m
Dimensiones	820m x 607m x 186m	865m x 617m x 190m

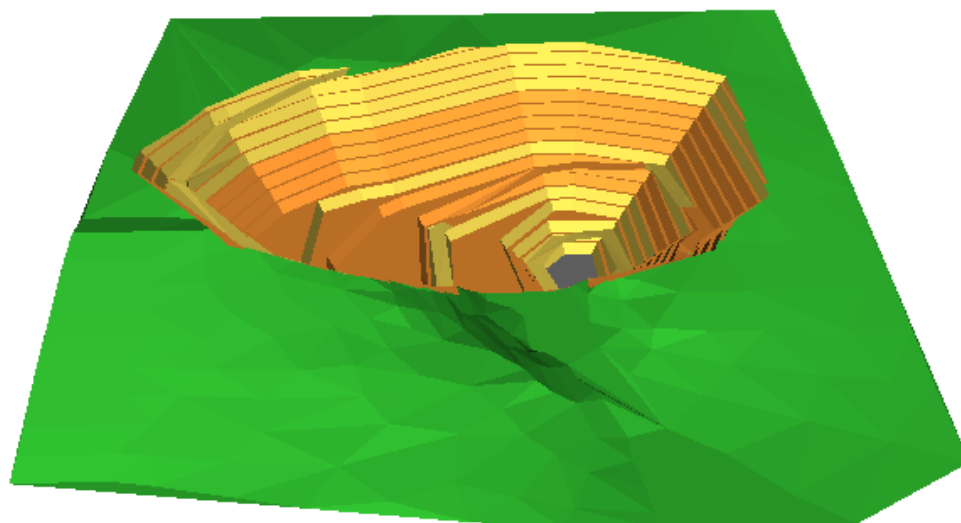


Figura 3-18. Vista en planta pit operativo Caso Zinc.

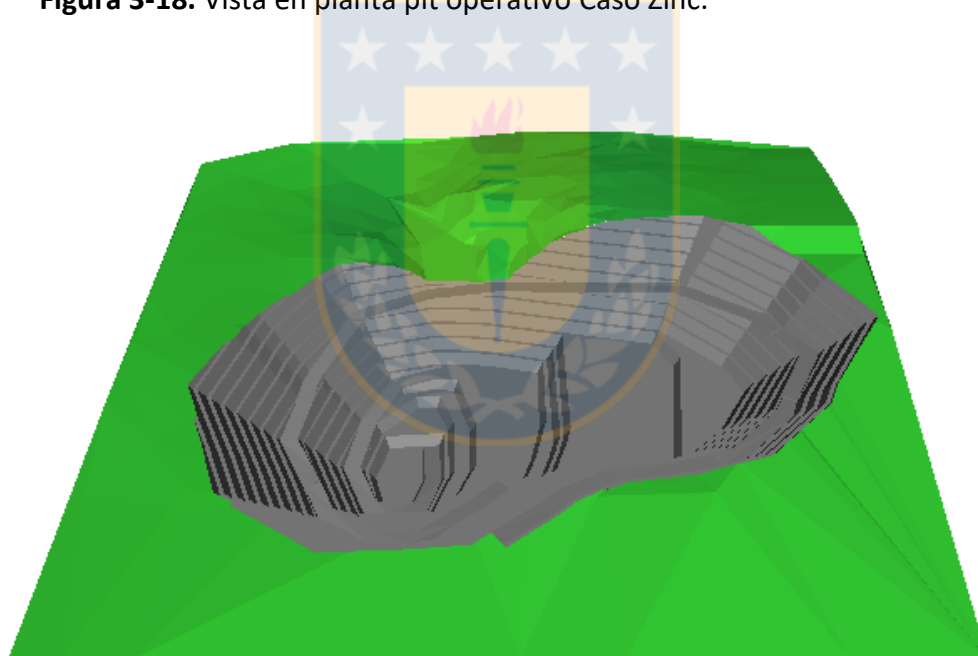


Figura 3-19. Vista en planta pit operativo Caso Equivalente.

Adicionalmente, se muestra en las figuras 3-20, 3-21, 3-22 y 3-23 imágenes relativas al modelo de bloques interno del pit e, imágenes de perfil del pit visualizando un slice del modelo de bloques mineral transversales al eje mayor para cada caso.

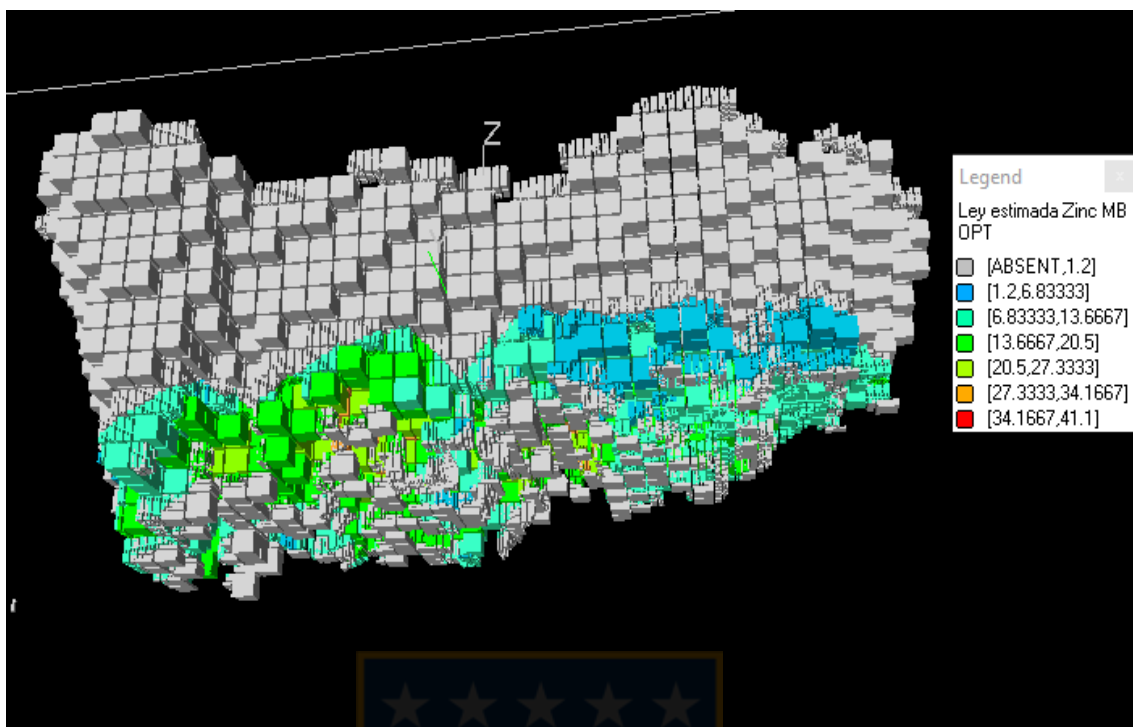


Figura 3-20. Modelo de bloques en pit Caso Zinc.

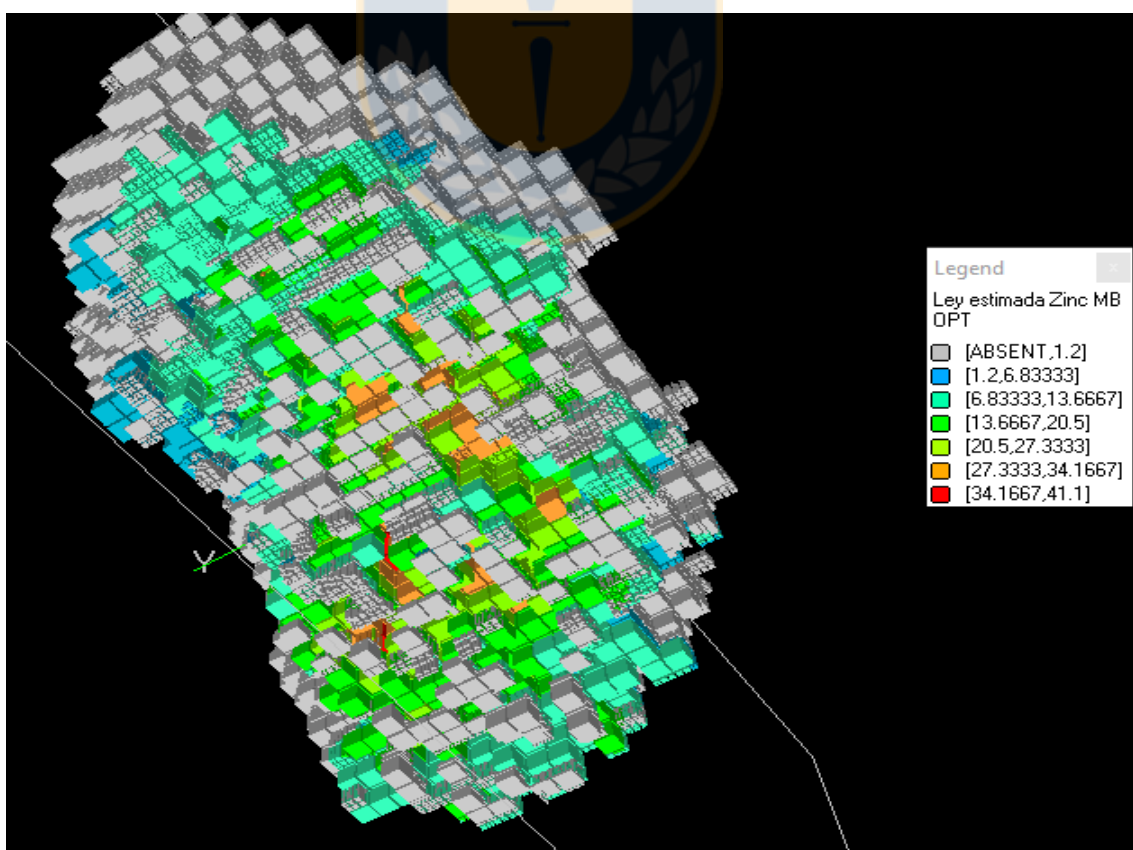


Figura 3-21. Modelo de bloques en pit Caso Equivalente.

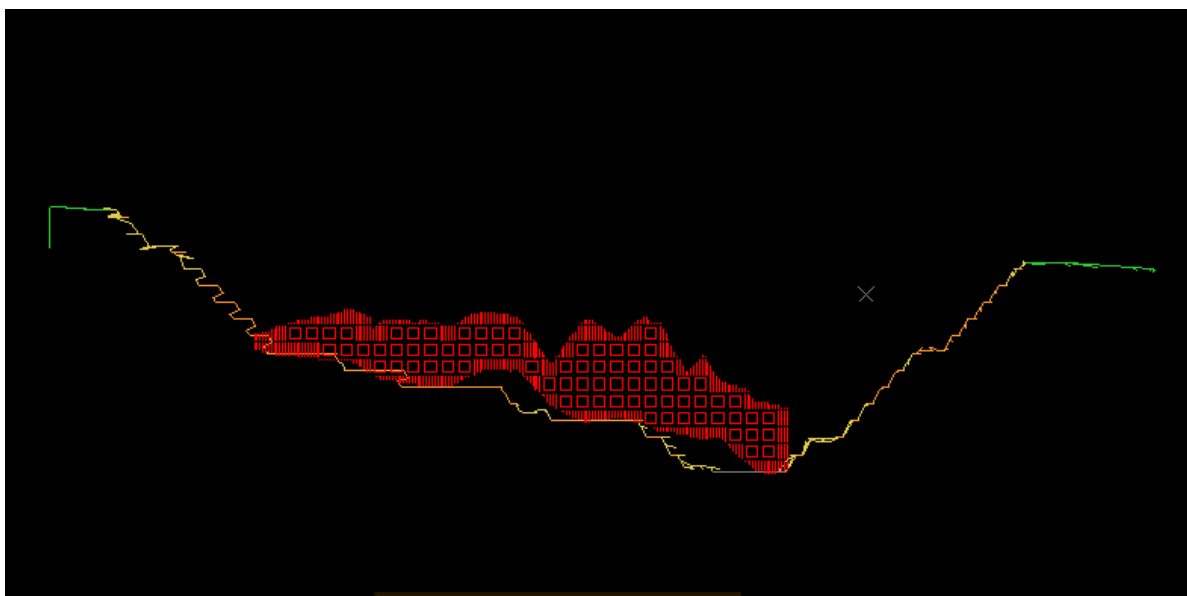


Figura 3-22. Corte transversal MB mineral en Caso Zinc.



Figura 3-23. Corte transversal MB mineral en Caso Equivalente.

Finalmente, la tabla 3-20 muestra la diferencia entre ambos pits en relación a cantidad de material, el volumen de material y el aumento de tonelaje de estéril por operativizar el pit. Este aumento de tonelaje y volumen es siempre mayor para el Caso Equivalente.

Tabla 3-20. Diferencia de datos entre Casos.

Parámetros	Diferencia discreta	Diferencia porcentual
Tonelaje de mineral (ton)	692.419	4,14%
Tonelaje de estéril (ton)	2.070.749	8,00%
Volumen de mineral (m3)	156.302	4,14%
Volumen de estéril (m3)	941.250	8,00%
Estéril por operativización (ton)	3.088.652	9,78%
Tonelaje total	5.851.820	7,89%

3.8 Pushbacks

Como parte del plan minero, y en pro de producir una mejora en el VAN, están los pushbacks con el fin de obtener el material valioso en el menor tiempo posible. Esto permite recuperar la inversión inicial de forma más inmediata al generar grandes beneficios en el corto plazo.

Con este fin, se desarrollaron las “expansiones anidadas” para los casos Zinc y Equivalente.

Se realizó con la ayuda del software NPVScheduler, el cual generó un bosquejo de los pushbacks asociados al número de bloques a extraer de mineral y escoria. Estos se generaron bajo ciertos criterios en pit óptimo, como cantidad mínima de mineral a extraer por fase, tiempo mínimo del pushback y/o profundidad máxima de cada expansión.

3.8.1 Caso Zinc

El caso visualizado en la tabla 3-21 generó el mayor aumento del VAN, y usó criterios de generación; extraer al menos 3.5 millones de toneladas de mineral en el menor tiempo posible y no generar más de 5 fases, dada la corta vida del yacimiento.

Fue comparado con casos en los que se limitó la profundidad máxima de extracción entre pushbacks (30-45m), así como también fijando la cantidad mínima a extraer de mineral en cantidades superiores.

Forzar una extracción superior a 4 millones de mineral generaba un aumento en la duración de la tercera expansión, pero una disminución del VAN, por lo tanto, fue desechada esa opción.

Tabla 3-21. Resumen información pushbacks Caso Zinc.

Pushbacks	1	2	3	Total
Duración	2.99 años	1.65 años	1.33 años	5.97 ~ 6 años
Tonelaje mineral	8.373.135	4.609.850	3.737.713	16.720.698
Tonelaje estéril	19.258.211	16.364.967	21.845.458	57.468.636
Tonelaje total	27.631.346	20.974.817	25.583.171	74.189.334

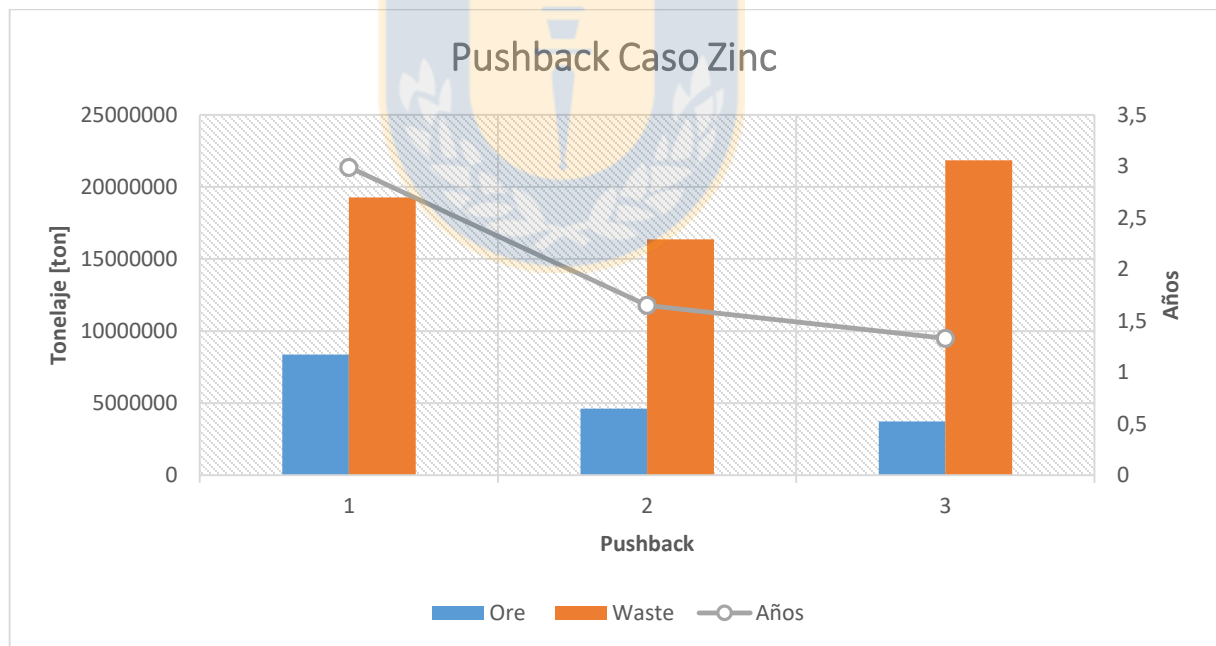


Figura 3-24. Pushback Caso Zinc.

La REM promedio para el Caso Zinc es de 3,44 pero esta varía en el tiempo, en la tabla 3-22 se puede ver como es la variación para cada expansión.

Tabla 3-22. Variación REM pushbacks Caso Zinc.

Pushbacks	1	2	3	Promedio
REM	2,30	3,55	5,84	3,44

3.8.2 Caso Equivalente

De manera homóloga al Caso Zinc, en la tabla 3-23 se muestra el caso que generó el mayor aumento del VAN. Los criterios usados, al igual que el caso anterior fueron: extraer al menos 3.5 millones de toneladas de mineral en el menor tiempo posible y no generar más de 5 fases, dada la corta vida del yacimiento.

Es posible notar, al comparar ambas tablas entre sí, que se produjo un aumento en la duración en el segundo periodo, esto dado al ensanchamiento pit, y que NPVScheduler, decidió que era mejor extraer esa porción extra de mineral en este pushback.

Tabla 3-23. Resumen información pushbacks Caso Equivalente.

PUSH BACKS	1	2	3	Total
Duración	3,00 años	1,71 años	1,51 años	6,22 años
Tonelaje mineral	8.400.000	4.788.000	4.225.117	17.413117
Tonelaje estéril	20.354.109	16.348.721	25.925.207	62.628.037
Tonelaje total	28754109	21136721	30150324	80041154

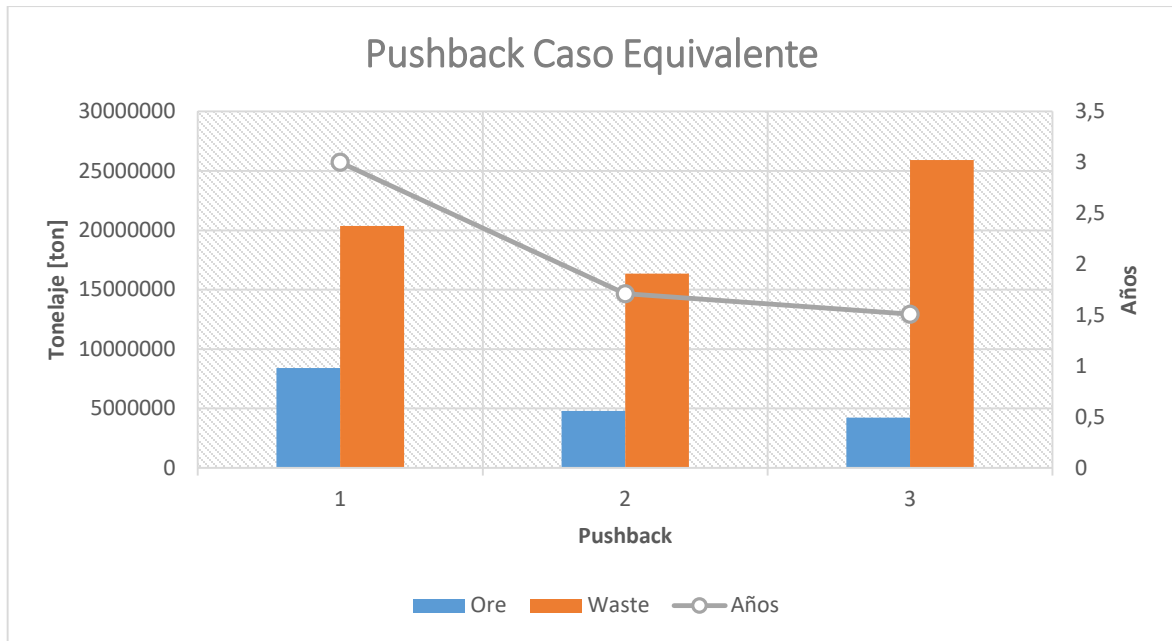


Figura 3-25. Pushback Caso Equivalente.

Lo anterior mencionado, hizo que disminuyera la REM durante el segundo periodo, pero aumento durante en el tercero, así como también lo hizo la cantidad de material, donde se extrajo en gran cantidad el material “extra” generado en este caso.

Tabla 3-24. Variación REM pushbacks Caso Equivalente.

Pushbacks	1	2	3	Promedio
REM	2,42	3,41	6,14	3,60

3.9 Sistema de turnos en mina y planta

Dentro de la operación, tanto en mina como en planta, el régimen de turnos de trabajo determina el número total de trabajadores requeridos para sostener una continuidad en la operación.

Para ello se definió su funcionamiento en dos niveles o aspectos. Por un lado, la cantidad de días a trabajar versus los días libres del trabajador. Por ejemplo, los coloquialmente llamados turnos de “7 por 7”, “14 por 14”, etc.

Por otro lado, también se definió la cantidad de turnos de trabajo que operaran diariamente, y por cuando tiempo cada uno. Esto tiene un fuerte impacto en el desempeño

de trabajadores y de la operación en sí, puesto que al momento del cambio de turno inevitablemente se pierde tiempo de trabajo, con lo que turnos muy cortos (Por ejemplo 4 turnos diarios de 6 horas) implican mayor número de cambios y con ello mayor tiempo perdido. A su vez, un sistema con pocos turnos muy largos (Por ejemplo 2 turnos de 12 horas) disminuye el tiempo perdido por cambio de turno, pero se tiene un impacto negativo en la eficiencia de cada trabajador, ya que no es razonable esperar que un trabajador tenga un alto desempeño sostenido por 12 horas continuas.

Específicamente en el aspecto del tiempo perdido por cambio de turno, se asumió que en mina la pérdida de tiempo es mayor, ya que implica una detención total del equipo por un cierto período de tiempo, mientras que en planta en general los equipos no requieren una interacción activa con el personal para funcionar.

Para el caso en particular, se optó por un sistema de 3 turnos diarios de 8 horas en un sistema de "7 por 7", es decir, cada trabajador tendrá 7 días en operación y 7 días de descanso. Con lo que para sustentar la operación la dotación de personal debe ser 6 veces la cantidad nominal calculada.

3.9.1 Turnos en Mina

La mina a cielo abierto trabaja con un sistema básico de turnos como de describe en la tabla 3-25.

Tabla 3-25. Sistema de turnos Mina.

Días de trabajo al año	350
Turnos de trabajo por día	3
Horas por turno	8
Eficiencia	95%
Tiempo perdido por cambio de turno	30 min

3.9.2 Turnos en Planta de procesamiento

El sistema de turnos de la planta de procesamiento esta descrito en la tabla 3-26.

Tabla 3-26. Sistema de turnos Planta.

Días de trabajo al año	360
Turnos de trabajo por día	3
Horas por turno	8
Eficiencia	85%
Tiempo perdido por cambio de turno	12 min

El personal total de la operación se muestra en la tabla 3-27. Se calculó tal como se expone en el antecedente 2.8.1 y su cálculo puede ser visualizado en el anexo B: Costos y personal.

Tabla 3-27. Personal total operación.

Nº Personal	Caso 1	Caso 2
En mina	105	108
En molienda primaria	84	84
De servicio	49	49
Técnico administrativo	27	27
TOTAL	265	268

3.10 Flota de equipos mina

La mina se diseñó en base a un ritmo de explotación total de entre 35.500 y 36800 tpd (mineral y estéril), para lo cual se requiere una flota de equipos trabajando en tronadura, carguío, transporte y servicios.

3.10.1 Equipos de Perforación

Una vez determinado el contenido de metal de un bloque, y por ende si corresponde a estéril o mineral, el siguiente paso es extraerlo del yacimiento.

La primera etapa es desprenderlo del macizo rocoso, lo cual para ambos casos de la operación se realizó por tronadura convencional, en la que son requeridos los equipos de perforación.

En base a [10] se decidió trabajar con dos perforadoras, ya que el autor sugiere que el número de estas nunca debe ser menor a dos. A su vez, estos equipos dan abasto para una producción de hasta 60.000 tpd de material, valor muy superior a los 35.000 tpd con los que la operación trabajó.

En concreto el equipo usado fue la perforadora CAT MD6240. La tabla 3-28 muestra los parámetros básicos de este equipo y la figura 3-26 una visualización de la perforadora.

Tabla 3-28. Especificaciones básicas perforadora.

Modelo	CAT MD6240
Diámetro de perforación	152-270mm
Altura de mástil	15m
Profundidad de una sola pasada	Hasta 15,85m
Profundidad varias pasadas	Hasta 31,8m
Velocidad de rotación	0-200rpm
Torque máximo	12.880N·m
Carga de broca	24.000kg
Potencia de motor	800 hp
Profundidad de Perforación	15,53m
Pasadura	1,50m
Profundidad total	17,03m



Figura 3-26. Perforadora CAT MD6240.

3.10.2 Equipos de Carguío

Como su nombre sugiere, los equipos de carguío tienen la función de cargar el material tronado desde el frente de producción en los equipos de transporte para ser transportado al destino que corresponda.

El equipo de carguío seleccionado es la pala Caterpillar 7295. Además de la capacidad misma del equipo, la producción teórica de este depende de parámetros propios y del operador presentados en anexo A: Planificación

Las especificaciones pertinentes para el cálculo de producción se muestran en la tabla 3-29. Adicionalmente, muestra la producción por equipo de acuerdo a la ecuación 2-22

mencionada en el antecedente 2.8.8 y la flota necesaria según la ecuación 2-24 del antecedente 2.8.9.

En la figura 3-27 se muestra una visualización del cargador.

Tabla 3-29. Especificaciones básicas equipo de carguío.

Modelo	Caterpillar 7295
Capacidad	45 ton
Eficiencia	85%
Factor de llenado	90%
Disponibilidad mecánica	85%
Tiempo de ciclo	1,05 min
Producción	40.129 tpd
N° Equipos	2



Figura 3-27. Pala Caterpillar 7295.

3.10.3 Equipos de servicio

Dentro de la operación es imperativo contar con equipos de servicio que suplan cumplan diversas funciones. Ya sean funciones de traslado como las camiones o funciones más específicas en caso de accidente como una ambulancia.

En mina, es prácticamente imposible evitar la dispersión del material suelto a lo largo de esta. No importando que tan eficientes y/o cuidadosos los operadores sean, una pequeña fracción del material suele dispersarse o terminar siendo inalcanzable para el equipo al momento de cargar la pala, además es usual que un equipo de transporte pierda una fracción del material que carga a lo largo de su ruta.

La función de los equipos de limpieza es acumular este material donde pueda ser recogido por el equipo de carguío o de no ser posible, donde no represente un peligro u obstrucción de las rutas de la mina.

En el proyecto se utilizó el bulldozer Caterpillar D8K, el cual cuenta con una capacidad aproximada de 50 m³/h en roca tronada.

En cuanto al número de equipos requeridos, estos fueron: uno asociado a cada equipo de carguío, más un equipo destinado al mantenimiento de caminos dentro de la mina.

El resumen de todos los equipos de servicio requerido se muestra en la tabla 3-30.

Tabla 3-30. Equipos de servicio.

Equipo	Cantidad
Bulldozer	3
Camioneta	2
Generador	1
Ambulancia	1

3.10.4 Equipos de Transporte

Tiempo de ciclo

Primeramente, se calculó el tiempo de ciclo del camión, Komatsu HD785-7, el cual consta de: tiempo requerido para desplazarse cargado entre la mina y el punto de descarga, tiempo requerido para desplazarse vacío en dirección, tiempo de carga el cual depende del

equipo de carguío, tiempo de vaciado en el punto de descarga y un tiempo perdido propio de la interface hombre-máquina.

En cuanto a los tiempos de viaje, estos dependen a su vez de la velocidad a la cual el equipo circula. Esto puede estar limitado por dos factores: por un lado, la capacidad máxima del motor del equipo y por otro la normativa de seguridad de la faena minera. Para el caso en cuestión se recurrió a la normativa de seguridad de la división CODELCO Norte y a la velocidad de rendimiento del equipo informada en la ficha técnica de este, como base para establecer los criterios de velocidad.

Tabla 3-31. Ficha técnica Normativa de seguridad CODELCO Norte.

Condición de movimiento	Velocidad de circulación km/h	Distancia m
Acenso cargado a pendiente de 10%	12**	2.500
Horizontal vacío-cargado	54,8	3.500
Descenso cargado	20*	2.500
Descenso vacío a pendiente de 10%	39*	2.500

(*) Reglamento de seguridad CODELCO Norte.

(**) Limitado por la potencia del equipo.

Los camiones de transporte cuentan con una velocidad máxima determinada por el rendimiento del motor junto con una limitación electrónica a ser fijada por la faena en base a sus propias normas de seguridad, en caso de ser esta última mayor a la velocidad máxima posible por el motor, la limitación electrónica simplemente se elimina.

De la ficha técnica del camión el tiempo de elevación de la tolva es de 13 segundos y el de descenso de 14 segundos. Se supone un tiempo perdido (idle time) de 2 minutos.

$$\text{Maximo tiempo de ciclo} = \text{Tiempo de carga} + \text{Tiempo de descarga} + \text{Tiempo desplazamiento} + \text{Tiempo perdido} \quad (3-1)$$

$$\text{Maximo tiempo de ciclo} = 3,15 \text{ min} + \frac{27}{60} \text{ min} + \left(\frac{3.500}{54,8} + \frac{2.500}{20} + \frac{2.500}{12} + \frac{3.500}{54,8} \right) * \frac{60}{1000} \text{ min} + 2 \text{ min} = 29,6 \text{ min}$$

De lo anterior resulta que, la producción teórica se estableció como explica la ecuación 2-23:

$$\text{Produccion} = \frac{C * f_f * e * d_m}{t_c} = 2.900 \text{ tpd} \quad (3-2)$$

Y por consiguiente el número de equipos designado fue, según la ecuación 2-24 de:

$$N^{\circ} \text{ equipos} = \frac{\text{Produccion objetivo}}{\text{Produccion teorica del equipo}} + 1 = 14 \quad (3-3)$$

Análogamente al proceso para estimar el número de palas, se utiliza la producción teórica del equipo y la producción objetivo para dimensionar la flota de transporte.

La tabla 3-32 muestra las especificaciones pertinentes y la figura 3-28, una visualización del equipo de transporte.

Tabla 3-32. Especificaciones básicas equipo de transporte.

Modelo	Komatsu HD785-7
Capacidad	91,7 ton
Eficiencia	85%
Factor de llenado	90%
Disponibilidad mecánica	85%
Producción	2900 tpd
N° Equipos	14



Figura 3-28. Camión Komatsu HD785-7



4 Ingresos, costos e impuestos asociados al proyecto minero

4.1 Ingresos

En términos generales, el ingreso de un proyecto minero corresponde a las ventas del producto de esta, ya sea en forma de concentrado o como metal refinado.

El precio al que se ha de vender el producto depende de su calidad y de las condiciones del mercado, evidentemente un concentrado de mayor ley tiene un precio mayor y a su vez, el metal refinado es aún mayor. Además, se tiene en cuenta las trazas de contaminantes que puedan existir, así como de subproductos al momento de fijar un precio.

Para el presente análisis se consideró como supuesto que la operación vende solo concentrado de Zinc en el Caso Zinc, y concentrados de Zn y Pb por separado en el caso Equivalente.

Se asume que estos tienen una ley media de 50% en ambos casos y no poseen trazas de contaminantes ni subproductos, esto dado que la información entregada por parte de la minera es bastante limitada en esta área.

Los precios mostrados en la tabla 4-1 fueron obtenidos de la operación real Anguran Zinc Mine:

Tabla 4-1. Precio productos Anguran Zinc Mine.

	Concentrado de Zn	Concentrado de Pb
Ley	50%	50%
Precio	1.120 USD/ton	805 USD/ton

En base a la explotación de mineral que es procesado anualmente en la planta concentradora y, posteriormente vendido en forma de un concentrado con las características anteriores, el ingreso total registrado para el Caso Zinc es de USD 4.637 que en valor presente equivalen a USD 3.365.

Para el Caso Equivalente la venta de ambos concentrados sumó un total de USD 5.380 equivalentes a USD 3.845 en valor presente (Ver en detalle en el Anexo D)

4.2 Costos

4.2.1 Costos operacionales (CO)

Se entiende como costo operacional a aquel gasto necesario para mantener un sistema en funcionamiento y operativo. Incluye, pero no se limita, a insumos, energía, combustible, etc.

Para el desarrollo de este estudio los costos operacionales, tanto para el área de mina como para la planta, fueron facilitados por Anguran Zinc Mine.

4.2.1.1 CO en mina

En el caso particular del CO de mina, este corresponde a un valor por tonelada extraída, ya sea de estéril o mineral. Estos valores pueden divergir por diferencia en la ruta de destino (Mineral a planta y/o acopio y estéril a botadero) o por la dificultad de la extracción. El costo de minado corresponde a 1,4 USD/ton de mineral y 1 USD/ton de estéril, para ambos casos.

Este valor considera, entre otros, el costo del combustible de la flota de transporte y perforadoras, la energía eléctrica requerida por los equipos de carguío, los explosivos y sus insumos necesarios para la tronadura.

4.2.1.2 CO en planta concentradora

Por otro lado, el CO de planta concentradora es un valor que depende del tonelaje de mineral procesado. Suple principalmente el considerable gasto energético de los equipos de flotación, así como los reactivos necesarios para el proceso. Por ejemplo, espumantes, modificadores de pH, colectores, etc.

Como era de esperarse, una línea de procesamiento que solo trabaje un metal (Caso Zinc) será más simple y menos costosa de operar que una línea que trabaje además con un mineral secundario (Caso Equivalente), ya que esta última cuenta con equipos adicionales en el área de flotación y otros aspectos que escapan del alcance de este análisis. Estos implican un mayor CO y también un mayor costo de capital, como se verá en un apartado posterior.

Anguran Zinc Mine proporcionó el CO de planta correspondiente a una operación que trabaja apropiadamente el mineral, produciendo concentrado de Zinc y Plomo. Este escenario es el encontrado en el Caso Equivalente.

Recordemos que el objetivo de este análisis es comparar la factibilidad de una explotación polimetálica versus una explotación tradicional, la cual considere un solo metal. Esta última situación es muy extraña e inusual en el caso de yacimientos de Pb-Zn, ya que la metalurgia asociada a la concentración de estos metales está lo suficientemente desarrollada para permitir la concentración de ambos sin mayores riesgos y/o contratiempos, por lo que para cuantificar en alguna medida el CO asociado a una planta concentradora ficticia que trabaja únicamente el metal principal (Zinc,) sin considerar el Plomo como un subproducto, se multiplico el CO del Caso Equivalente por un factor de 0,5, dando un CO de 7,8 USD/ton mineral para el Caso Zinc.

A grueso modo, el CO de procesar ambos metales no debería ser el doble, dada la similitud en la línea de procesamiento de ambos, pero para ponernos en el escenario más conservador, donde el costo de duplica, se asumirá de esta forma.

También dentro del CO de planta, se consideró el costo de Chancado que presenta toda la porción mineral que llego a este destino. Este costo fue de 1,83 USD/ton de mineral, informado directamente por Anguran Zinc Mine.

Los valores a utilizar de costo operacional se muestran en la tabla 4-2.

Tabla 4-2. Resumen costos operacionales.

Área	Costo operacional
Mineral Mina	1,4 USD/ton mineral
Estéril Mina	1 USD/ton estéril
Chancado de mineral	1,83/ton mineral
Flotación Caso Zinc	7,8 USD/ton mineral
Flotación Caso Equivalente	15,6 USD/ton mineral

4.2.1.3 CO por sueldos de personal

Para cuantificar el monto anual asociado a los salarios del personal de la operación global, se debe considerar el régimen de trabajo y de turnos, para saber la cantidad total de trabajadores. El personal necesario, fue calculado anteriormente en el capítulo 3.9.

Para el monto del sueldo individual, se asumió un salario medio de 30.000 USD anuales por trabajador. Este es un valor arbitrario, pero prudente, por lo que, al aplicarlo indiferentemente en ambos casos, no afectará el fin de este proyecto que es la comparación entre la factibilidad de ambos proyectos. La tabla 4-3 muestra el personal y salario total anual para el Caso Zinc y Caso Equivalente.

Tabla 4-3. Personal y Salarios.

	Personal total	Salarios anuales (USD)
Caso Zinc	265	47.700.000
Caso Equivalente	268	48.240.000

4.2.2 Costos de capital (CP)

Se entiende como costo de capital al gasto requerido en el “año cero” para poder dar inicio a la operación y sustentarla durante el periodo de preproducción, el cual es de dos años para este análisis, considerando dicho periodo como tiempo de preparación.

De los variados gastos que influyen en el monto del capital, algunos deben ser pagados inmediatamente, por ejemplo, la construcción del taller de mantenimiento y planta concentradora. Por otro lado, también están aquellos gastos que pueden ser pospuestos un cierto período de tiempo, por ejemplo, la compra de insumos de la planta concentradora que no son requeridos hasta el inicio de la producción de mineral.

4.2.2.1 CP en mina

En particular, para el área de mina, la inversión de capital debe solventar la compra de equipos (Los que a pesar de no explotar mineral hasta el tercer año, deben remover el overburden), los insumos requeridos en tronadura, el valor correspondiente a la limpieza de la superficie, es decir, vegetación y suelo blando, construcción del taller de reparación y

mantenimiento de equipos, implementación de la red eléctrica y comunicaciones necesarias, dependencias apropiadamente diseñadas, ubicadas e implementadas para el almacenamiento de explosivos y combustible. Además, como se mencionó anteriormente también debe cubrir los gastos operacionales hasta el inicio de la producción.

- Costo de equipos

Los equipos asociados a la mina, es decir, palas, camiones, perforadoras, bulldozer, etc. deben ser comprados inmediatamente, ya que a pesar de que la extracción de minera inicia en el tercer año del proyecto, estos deben realizar la limpieza de overburden. Adicionalmente, no es razonable suponer una entrega inmediata de maquinaria de esta envergadura, ya que está asociado a un tiempo de entrega no cuantificado en este análisis.

La tabla 4-4 muestra el resumen de los costos asociados a la compra de equipos para mina. Ya que, tanto para el Caso Zinc como para el Caso Equivalente, el número de equipos es el mismo, el costo informado es válido para ambas situaciones.

Tabla 4-4. Costo de Inversión en equipos.

Equipo	Número	Costo MUSD	Total MUSD
Perforadoras	2	\$4	\$7,24
Palas CAT 7295	2	\$9	\$17,40
Bulldozer CAT D8K	3	\$1	\$2,40
Camiones Komatsu HD785-7	14	\$1	\$15,82
TOTAL			\$42,86

Costo limpieza de superficie

En el caso de existir vegetación esta debe quitarse junto con el suelo blando que cubre la roca. Por falta de información acerca de la zona donde se encuentra el yacimiento previo a su explotación (recordemos que el yacimiento está actualmente siendo explotado) se asumió un escenario optimista de un terreno plano con únicamente arbustos y sin árboles. El costo

para el Caso Zinc es de 67.537 USD al año 2018 y de 69.502 USD para el Caso Equivalente al año 2018.

Costo de limpieza de overburden

Al ser una operación a cielo abierto, primeramente, debe exponerse el cuerpo mineralizado para así luego iniciar su explotación. Concretamente, se removió una capa de 20 metros de roca sólida, que equivale a aproximadamente 15 millones de toneladas. Es prudente mencionar que quitar este material en un plazo de 2 años supone un ritmo aproximado de 21.000 tpd, mientras que el régimen de la mina supone un ritmo mayor a 35.000 tpd tanto en el Caso Zinc como en el Caso Equivalente.

El costo asociado fue estimado con la metodología de O'Hara y Suboleski (1992) dando como resultado 6.872.799 USD al año 2018 para ambos casos.

Construcción taller de mantención

Dentro de una mina es imprescindible contar con una instalación capaz de dar el correcto mantenimiento a los equipos de la mina, así como solucionar las fallas y desperfectos que su uso pudiese involucrar. El tamaño, y por ende el costo de esta instalación, depende de la envergadura de la flota de equipos, así como de la complejidad de estos. No obstante, este costo fue estimado teóricamente mediante la metodología de O'Hara y Suboleski (1992), por lo que un mayor análisis no es requerido.

El monto de capital requerido para el taller de mantención y reparaciones fue de 7.121.615 USD al 2018 para el Caso Zinc y 7.182.381 USD al año 2018 para el Caso Equivalente.

Este valor no considera equipos de reparación móvil, los que no fueron considerados en el proyecto.

Costo líneas de distribución eléctrica

Dada la usualmente remota ubicación de los yacimientos mineros, estas áreas suelen estar desprovistas de redes eléctricas, y aun cuando estas están presentes es poco razonable esperar que estén preparadas para el consumo asociado a una explotación minera. Por ello se considera un costo asociado a las instalaciones eléctricas pertinentes, principalmente para los

equipos que sean eléctricos como la flota de carguío, pero también para gastos menores como oficinas y misceláneos en general. El costo estimado mediante la metodología de O'Hara y Suboleski (1992) es 684.804 USD al 2018 para el Caso Zinc y 701.987 USD para el Caso Equivalente.

Costo almacenamiento y distribución de combustible

Del gran volumen consumido en combustible por los equipos mineros nace la necesidad de una instalación correctamente diseñada, ubicada e implementada para el almacenamiento de combustible y su distribución dentro de la mina.

Se estimó una inversión de 76.698 USD al año 2018 para el Caso Zinc y 78.622 USD al 2018 para el Caso Equivalente. De forma análoga que los puntos anteriores, este costo fue estimado por O'Hara y Suboleski (1992).

El detalle de los cálculos mostrados en el capítulo de costos, puede verse en el **Anexo B: Costos 1**.

La tabla 4-5 muestra los datos mencionado para ambos casos.

Tabla 4-5. Resumen Costos de Capital en Mina.

Costo de Capital (USD)	Caso Zinc	Caso Equivalente	Diferencia
Compra de equipos	42.460.000	42.460.000	0
Limpieza de superficie	67.537	69.502	1.965
Limpieza de Overburden	12.286.522	12.286.522	0
Taller de Mantenimiento	7.121.615	7.182.381	60.766
Líneas de distribución eléctrica	684.804	701.987	17.183
Almacenamiento distribución de combustible	76.968	78.622	1.654
TOTAL (2018)	62.697.175	62.779.014	81.839

Como puede verse, la diferencia entre las inversiones de capital es mínima y representa un incremento de solo el 0,1%. La razón de esto se encuentra en las ecuaciones que componen la metodología de O'Hara, ya que estas dependen del tonelaje total extraído en mina (tanto mineral como estéril) los que varían levemente en base a la diferencia en la REM entre ambos casos, lo que a pesar de mantener un tonelaje de mineral constante de 8000tpd, genera un leve incremento en el tonelaje de estéril asociado. Además, el costo de equipos, que representa aproximadamente un 68% del costo total en ambos casos, permanece constante, lo que implica que las leves variaciones en los demás costos tuviesen un impacto despreciable.

4.2.2.2 CP en planta concentradora

La inversión requerida para planta de procesamiento desde su construcción hasta su implementación se ha obtenido [12]. No obstante, dicha referencia describe plantas de concentración con una capacidad de 500 y 2000 tpd de mineral, por lo que para cuantificar el capital requerido para 8000tpd de mineral se multiplica por un factor de 3,44 debido al efecto de la economía de escala. Cabe mencionar que este valor no es aleatorio, ya que corresponde a la relación entre los costos de las plantas de 500 y 2000 tpd (Tabla B-3, Anexos B: costos y personal.)

Caso Zinc

Para cuantificar el costo de capital se sustrajeron todos los costos del Anexo B relacionado a la concentración de plomo. A pesar de que esta aproximación de costos no es idónea, es suficientemente precisa para los fines de este trabajo. La tabla 4-6 muestra las inversiones mostradas en la referencia antes mencionada para plantas concentradoras de Pb-Zn de 500tpd, 2000tpd y el costo supuesto para una planta de 8000tpd, el cual se obtuvo multiplicando en valor asociado a 2000tpd por un factor de 3,44 obtenido de la relación entre la planta de 500tpd y la de 2000tpd. Este factor no es directamente de 4 veces más, para considerar el efecto de economía de escala en cierta medida.

Tabla 4-6. Inversión planta concentradora según producción Zn [12].

	Capacidad	Año del costo	Costo en USD
Planta concentradora Zn	500 tpd	1960	\$1.072.294
	2000 tpd	1960	\$3.688.694
	8000 tpd	1960	\$12.689.109
	8000 tpd	2018	\$106.402.906

El valor correspondiente al año 2018 fue obtenido mediante la tasa de inflación media entre los años 1960 y 2019 de 3,73%.

Caso Equivalente

Para la aproximación de la inversión de capital requerida en el Caso Equivalente, se utilizó directamente el valor entregado en el Anexo B: 4. multiplicado por un factor de 3,44.

Tabla 4-7. Inversión planta concentradora según producción Zn-Pb [12].

	Capacidad	Año del costo	Costo en USD
Planta concentradora Zn	500 tpd	1960	\$ 1.074.340
	2000 tpd	1960	\$ 3.706.030
	8000 tpd	1960	\$ 12.784.275
	8000 tpd	2018	\$ 107.200.908

Como se aprecia al comparar las tablas anteriores, la diferencia en los costos de capital de planta es menor al 1%. Esto tiene dos razones fundamentales; primero, la poca robustez de la estimación usada a falta de una mejor opción, y segundo que el área de concentración dentro de la planta representa solo un 22% de este valor, mientras que el 78% restante corresponde a chancado y molienda, etapas que no sufren alteraciones entre el Caso Zinc y Equivalente.

4.3 Impuesto o Royalty

Como ya se mencionó en un inicio, este proyecto consiste en una base de datos perteneciente a un yacimiento de Pb-Zn proveniente de Irán, pero se desarrolló en base a la legislación y regulación chilena, por lo que el impuesto a aplicar es el Royalty minero.

El equivalente de 12.000 TMCF al 29 de junio de 2018 con un valor de 3,01458 USD/lb es de 79,7 MUSD, mientras que 50.000 TMCF equivalen a 332,3 MUSD. Nuestra operación con ventas anuales es, en ambos casos, superior a 750.000.000 US. Por esto, se sitúa por un amplio margen en el grupo de venta sobre las 50.000 TMCF.

La tabla 4-8 muestra la renta operacional imponible media, ingreso operacional medio, MOM y el porcentaje de impuesto correspondiente para el Caso Zinc y el Caso Equivalente.

Tabla 4-8. Ingreso y renta imponible.

	Renta imponible (USD)	Ingreso operacional (USD)	MOM	Royalty
Caso Zinc	684.682.002	772.859.216	88,6%	14%
Caso Equivalente	663.503.689	768.655.323	86,3%	14%

Dados los bajos costos operacionales de proyecto, en comparación con el ingreso de este, ambos casos se encuentran en el último segmento sujeto a un Royalty del 14% de su renta operacional imponible.

5 Valor Actual Neto

El valor actual neto o VAN es, en sencillas palabras, el beneficio acumulado a lo largo de la vida del proyecto expresado en valor presente mediante una tasa de descuento, que habitualmente varía entre un 7 y un 15%.

Para calcular el VAN se consideraron múltiples variables las cuales están definidas conceptualmente con su impacto concreto en los cálculos realizados. Además, la tasa de descuento utilizada es del 10%, fijada arbitrariamente.

A continuación, se muestran el VAN para los Casos Zinc y Equivalente en las tablas 5-1 y 5-2 respectivamente.



Tabla 5-1. VAN Caso Zinc.

Año	0	1	2	3	4	5	6	7
Ingresos			\$771.401.968	\$771.401.968	\$771.401.968	\$773.876.992	\$774.221.419	\$774.850.983
Inversión de planta	\$106.402.906							
Inversión de mina	\$21.321.740							
Inversión Equipos	\$42.860.000							
Salarios	\$47.700.000	\$47.700.000	\$47.700.000	\$47.700.000	\$47.700.000	\$47.700.000	\$47.700.000	\$47.700.000
CO planta			\$21.770.151	\$21.770.151	\$21.770.151	\$21.840.000	\$21.849.720	\$21.867.488
CO chancado			\$5.107.612	\$5.107.612	\$5.107.612	\$5.124.000	\$5.126.281	\$5.130.449
CO mina			\$10.326.867	\$10.326.867	\$10.326.867	\$13.860.000	\$16.141.031	\$20.310.424
Beneficio bruto	\$-218.284.646	\$-47.700.000	\$686.497.338	\$686.497.338	\$686.497.338	\$685.352.992	\$683.404.387	\$679.842.622
Royalty (14%)			\$96.109.627	\$96.109.627	\$96.109.627	\$95.949.419	\$95.676.614	\$95.177.967
Beneficio líquido	\$-218.284.646	\$-47.700.000	\$590.387.710	\$590.387.710	\$590.387.710	\$589.403.573	\$587.727.773	\$584.664.655
VA	\$-218.284.646	\$-43.363.636	\$487.923.728	\$443.567.025	\$403.242.750	\$365.973.246	\$331.757.006	\$300.025.414
VAN TOTAL	\$ 2.070.840.887							

Tabla 5-2. VAN Caso Equivalente.

Año	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Ingresos			\$849,957.381	\$849,957.381	\$849,957.381	\$849,957.381	\$849,957.381	\$849,957.381	\$280,842.972
Inversión de planta	\$107,200.908								
Inversión de mina	\$21,400.000								
Inversión Equipos	\$42,860.000								
Salarios	\$48,240.000	\$48,240.000	\$48,240.000	\$48,240.000	\$48,240.000	\$48,240.000	\$48,240.000	\$48,240.000	\$48,240.000
CO planta			\$43,680.000	\$43,680.000	\$43,680.000	\$43,680.000	\$43,680.000	\$43,680.000	\$14,432.748
CO chancado			\$5,124.000	\$5,124.000	\$5,124.000	\$5,124.000	\$5,124.000	\$5,124.000	\$1,693.072
CO mina			\$10,704.703	\$10,704.703	\$10,704.703	\$13,480.656	\$15,690.475	\$ 21,100.724	\$6,972.103
Beneficio bruto	\$-219,700.908	\$-48,240.000	\$742,208.678	\$742,208.678	\$742,208.678	\$739,395.953	\$737,214.906	\$731,783.884	\$209,505.049
Royalty (14%)			\$103,909.215	\$103,909.215	\$103,909.215	\$103,515.433	\$103,210.087	\$102,449.744	\$29,330.707
Beneficio líquido	\$-219,700.908	\$-48,240.000	\$638,299.463	\$638,299.463	\$638,299.463	\$635,880.519	\$634,004.819	\$629,334.140	\$180,174.342
VA	\$-219,700.908	\$-43,854,545	\$527,520,217	\$479,563,834	\$435,967,122	\$394,831,773	\$357,879,192	\$322,947,923	\$84,052,660
VAN TOTAL	\$2,339,207,268								

La tabla 5-3 muestra los principales indicadores económicos de cada caso, junto con la variación discreta y porcentual de estos.

Tabla 5-3. Parámetros económicos.

	Caso Zinc	Caso Equivalente	Diferencia	Diferencia %
Inversión	\$265.948.646	\$267.940.908	\$1.956.262	0,74
VAN	\$2.070.840.887	\$2.339.207.268	\$268.366.381	12,96
IVAN	7,79	8,73	0,94	12,13
TIR	113,62%	119,40%	-	5,78

Como se aprecia, el incremento en la inversión de capital requerido para llevar a cabo el proyecto es mínima en relación a la envergadura del proyecto. El pequeño aumento en el costo de capital logró un aumento significativo, tanto en el VAN como en el IVAN, lo que equivale a más del 100% de dicha inversión.

En cuanto a la TIR, podemos decir que el proyecto fue a todas luces altamente rentable, ya que es irrazonable suponer que la tasa de descuento llegase a valores sobre el 100%.

La figura 5-1, muestra la variación del van con respecto a los años de proyecto para ambos casos.

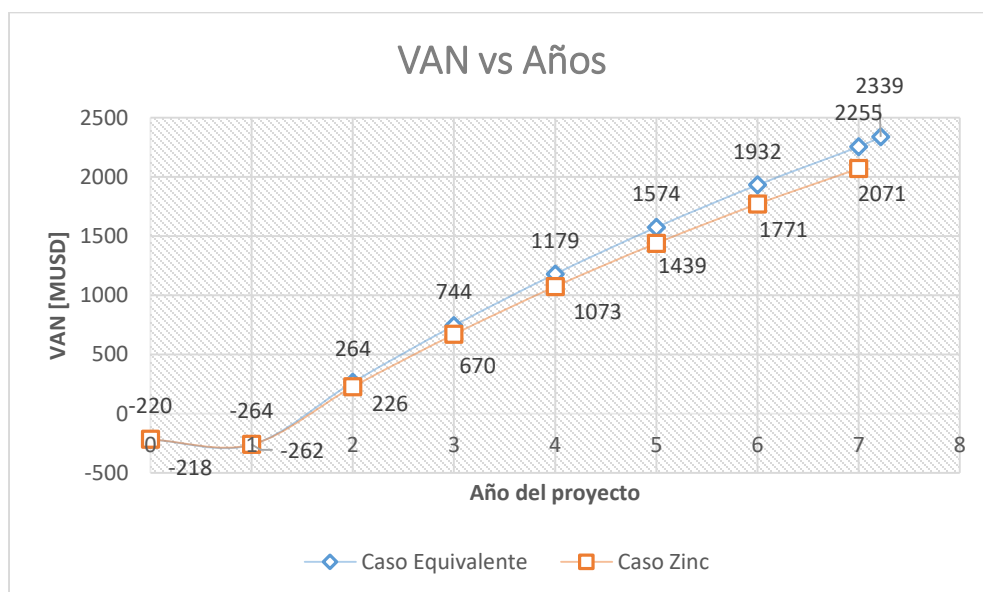


Figura 5-1. Variación del VAN por año de proyecto.

Por las consideraciones tomadas, de empezar a explotar al segundo año de proyecto, se tiene que el tiempo inicial fue solo de egresos. Al final del primer año, y comienzo del segundo, se tenía un déficit de 264 MUSD, el cual fue rápidamente superado en el año posterior.

Es fácil notar la rentabilidad del proyecto, por eso, en la figura 5-2, se muestra como hubiese variado el VAN del proyecto, para el caso más rentable, suponiendo distintas tasas de descuento. Esto, culmina con el cálculo del TIR, es decir, la tasa de descuento que produce un VAN igual a \$0.

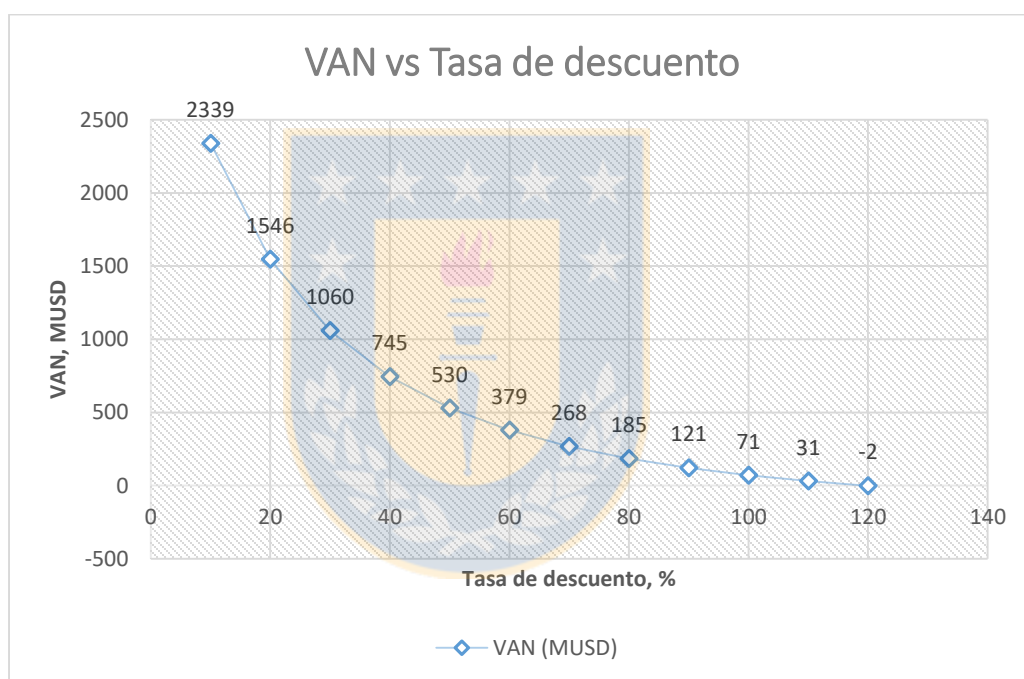


Figura 5-2. Variación del VAN por aumento de tasa de descuento.

6 Análisis, resultados y discusiones

6.1 Resultados y discusiones

El resultado, teniendo siempre en mente el objetivo principal de evaluar la factibilidad de una operación Open Pit en pequeña escala de un yacimiento polimetálico, fue positivo.

La evaluación económica indico un aumento de un 0,74% de los costos capitales y, en lo que respecta a costos operacionales, la tabla 6-1 resume como fue la variación de estos.

Tabla 6-1. Variación CO: Caso Zinc a Equivalente.

Costos operacionales	
Salarios	18%
CO planta	111%
CO chancado	6%
CO mina	10%

El aumento notoriamente visible en los costos operacionales de planta, se debió al escenario conservativo usado, el peor de los escenarios donde los CO de planta se duplican por el hecho de generar 2 productos por separado. Además, el tonelaje a procesar también aumentó en una pequeña proporción, lo que afectó en corta medida el incremento de los costos.

Por su lado, el VAN registró un aumento porcentual de un 13% aproximadamente, superando, este valor, al costo de inversión para el Caso Zinc.

A modo de evaluación de la confiabilidad que presentó la ley equivalente, resultó ser bastante útil al momento de cuantificar la reserva mineral en el yacimiento. Sin embargo, al momento de realizar cálculos numéricos, calcular ingresos y hacer análisis de sensibilidad, carece de la suficiente robustez para permitir obtener información relevante de ella. Al ser un valor “invariable”, resulta muy difícil poder moldearla de alguna manera que presente mayor utilidad.

6.2. Análisis rasgos de factibilidad

Existen muchos factores que inciden en la factibilidad de un yacimiento monometálico o polimetálico. Uno de los objetivos de haber realizado el proyecto fue identificar y cuantificar la relevancia de estas variables.

Sin duda, algunas presentan un peso mayor a otras, y son precisamente estas, las que no podemos manejar ni predecir de buena manera. Lo mejor que se puede hacer es ponerse en la mayor cantidad de escenarios posibles y evaluar la factibilidad de la operación en cada uno de ellos.

Precio del producto: Hablemos primeramente del *precio del producto*, pudiendo ser este un concentrado, como en nuestro caso, o el metal ya refinado, como lingote o cátodo.

El precio es el factor que presenta uno de los más altos grados de sensibilidad en lo que respecta a la operación y forma parte de las variables que no controlamos de ningún modo. En el presente proyecto, los precios fueron obtenidos directamente de la minera, es decir, informó explícitamente el valor al cual venden su producto.

De no haber tenido el precio de referencia, basta con echar un vistazo a la variación histórica de los precios de los metales que nos competen en este caso, para dar cuenta la complejidad del escenario.

Si se observa la figura 6-1 es posible ver la variación del precio del Zn expresado en dólares, en los últimos 5 años [14].



Figura 6-1. Variación histórica precio Zinc metálico (5 años).

La menor valorización se produjo en enero del 2016, llegando al precio de 1.453 USD por tonelada de Zn. En el caso opuesto, la mayor valorización se produjo en enero del 2018, donde alcanzo un precio de 3.589 USD por tonelada de Zn. En este periodo de tan solo 2 años, se produjo un alza del 247% en el precio del metal.

Este escenario posiblemente logro sacar adelante muchos proyectos, ya que no se esperaban un alza tan importante, pero ¿y si el escenario hubiese sido al revés? Posiblemente proyectos iniciados en años anteriores, no hubiesen sido capaces de soportar una disminución en el precio del 60% y se encontrarían en la obligación de detener sus faenas de forma temporal o cerrar de forma definitiva. Ésta, es solo una de las variables que afecta un proyecto, pero lógicamente, en el caso polimetálico, esta variable se multiplica.

Para el Caso Equivalente, contamos con un metal extra, el Pb. Para analizar la factibilidad también es necesario poder “predecir” el precio o la variación de este metal, con el mismo fin anterior, ubicarse en todos los escenarios posibles.

Si se observa la figura 6-2, podemos ver la variación del precio del metal en los últimos 5 años de manera homologa al Zn [15].

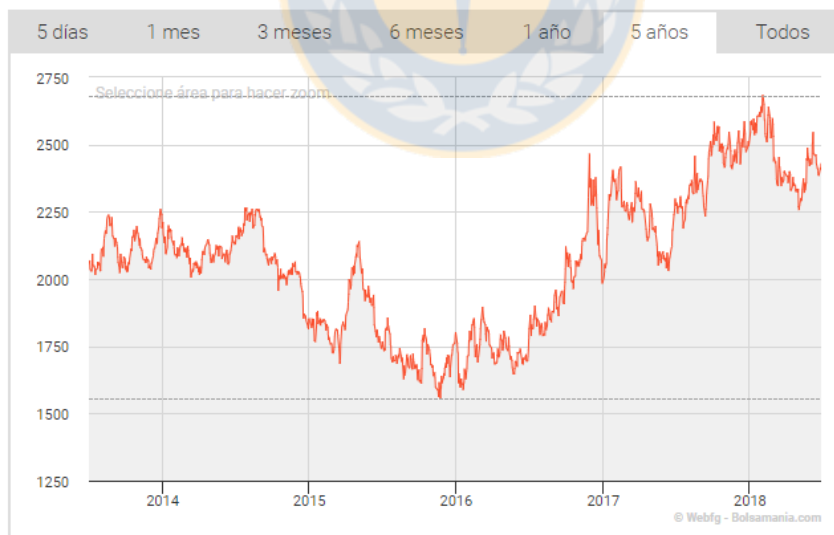


Figura 6-2. Variación histórica precio Plomo metálico (5 años).

Menor valorización en noviembre del 2015, con un precio de 1.554 USD por tonelada de Pb, y mayor valorización en febrero del 2018, con un precio de 2.650 USD por tonelada de Pb. Esta variación representa un alza del 170% y posee una tendencia distinta al caso del Zinc.

El precio del Zinc ha venido en aumento de forma sistemática con leves depresiones, pero el precio del Plomo, se ha comportado de manera cíclica visto históricamente. Claro, también presenta periodos de alzas y declives, pero esta tendencia cíclica permite fijar un precio promedio y trabajar con la varianza de este para poder definir el peor, el mejor y el escenario más probable. Ahora bien, es necesario poder trabajar con ambos modelos predictivos de manera conjunta para desarrollar un yacimiento polimetálico con Zn y Pb.

Alcanzar este cometido es bastante más sencillo de decir que de lograr. La herramienta de la ley equivalente intenta jugar este papel simplificando el escenario de manera matemática a un solo metal, pero presenta varias desventajas. Entre ellas, es que el valor obtenido de “ley equivalente” queda fijo una vez se definen los parámetros para caracterizarla, que suelen ser los precios de los metales. No es posible hacerla variar en el tiempo dado que, en el caso más simple, polimetálico con 2 especies minerales, estos varían de forma tan distinta que caracterizar un yacimiento bajo un índice de variación tan elevado sería prácticamente imposible.

Costo de la inversión y procesamiento: siempre mirando nuestro horizonte de pequeña minería o mediana minería.

Para el Caso Zinc, y a modo general, se tiene un costo de inversión de X, y al agregar Pb para el Caso Equivalente, se tiene prácticamente el mismo valor de X. Esto, dado que ambas especies minerales se encuentran juntas en el macizo, por lo que no aumenta el costo de minado ni la inversión en mina por esta causa.

Tampoco aumenta de forma excesiva la cantidad de material que es necesaria extraer entre ambos casos, por la misma razón anterior.

En planta, ambos minerales siguen líneas de procesamiento similares, por lo que tampoco significa un costo de inversión en equipos tan elevado. Entiéndase tan elevado a nivel de minería.

Si bien el costo en planta de tratamiento si aumenta, no lo hace una de forma excesiva, como hubiese sido el caso de especies minerales en las cuales su línea de procesamiento sea totalmente incompatible.

En su mayoría, Zn y Pb, siempre se extraen de manera conjunta y se procesan para generar los 2 concentrados de cada mineral. Salvo en caso donde la ley de Pb es extremadamente baja, inferior al 1,8 % aproximadamente. En cuyo caso, el Pb no se extrae del concentrado de Zn y se vende como subproducto.

Si se piensa solo en costo de la inversión para la operación monometálica y se analiza la variación al polimetalar el proyecto, este factor podría ser clave para decidir si llevar a cabo la "transición". Para nuestro caso, y dado a la familiaridad de las especies minerales, se podía prever el resultado positivo al polimetalar la operación.

Ubicación de la operación: Factor importante, dado que no es lo mismo realizar una operación en Chile que en otro país. Para nuestro caso, se planifico la mina considerando un factor que en Irán no existe, el royalty. Este impuesto a la actividad minera, dependiendo de su magnitud, podría tirar por suelo muchos proyectos de pequeña y mediana minería al ver reducidos en gran medida sus beneficios.

Este impuesto, así como todos los impuestos aplicados a la industria minera, no nos define la factibilidad de un proyecto, pero si golpea en cierta medida la rentabilidad de este. Dado que algunos son aplicados directamente a los ingresos generados y otros al beneficio obtenido. Quizás no resulte llamativo para un inversionista desarrollar una operación en el cual, su margen de ganancias se ve bastante limitado por esta causa.

Cantidad de mineral secundario: Si bien extraer un mineral extra en teoría debería siempre aumentar la ganancia de la operación, hay casos en que es mejor no separarlo del concentrado del mineral primario y venderlo como subproducto dentro del mismo.

Para el caso puntual de nuestra operación, la ley de Pb superaba la ley umbral de aproximadamente 1,8% de ley presente en el mineral. Si la media de ley hubiese estado bajo este valor, probablemente hubiese sido mejor no separarlo ni generar un concentrado unitario, dado que de igual forma agregaría valor al concentrado del mineral primario.

También es necesario cuantificar la cantidad del mineral secundario en comparación a la del primario. No siempre están en la misma proporción, y no siempre alcanza a costear su

propio proceso de extracción ni procesamiento. Cabe la posibilidad que la operación siga siendo factible, pero quizás no tan rentable como la extracción de solo el recurso primario.

Como buen ejemplo tenemos el caso del Cobre y oro. Hay bastantes yacimientos del tipo pórfido cuprífero, que albergan especies minerales en las que ambos metales comparten el emplazamiento. Es necesario primeramente definir el mineral primario, el que genera el mayor retorno en la operación, y cuantificar el secundario, así como determinar si es rentable extraerlo o no. Obviamente, esto conlleva un trabajo geoestadístico y de análisis económico, pero que, de tener un buen término, podría resultar ser muy beneficioso.



6.3 Análisis de sensibilidad

En este apartado, se revisó como hubiese variado el VAN del Caso Equivalente, que ya se definió como factible y altamente rentable, si se alteraran ciertos parámetros relevantes en su planificación.

Se modificó el precio del concentrado de Pb, el precio del concentrado de Zn, los costos operacionales totales y la ley del mineral primario, con el fin de apreciar en que magnitud afectan la rentabilidad del proyecto y determinar cual posee un peso mayor según este análisis.

Cada parámetro, se modificó en: -20%, -10%, +10%, +20% y obviamente, el caso en que no fueron modificados.

La figura 6-3 muestra gráficamente la variación que experimenta el valor actual neto, y las tablas 6-2, 6-3, 6-4 y 6-5 lo detallan de forma numérica.

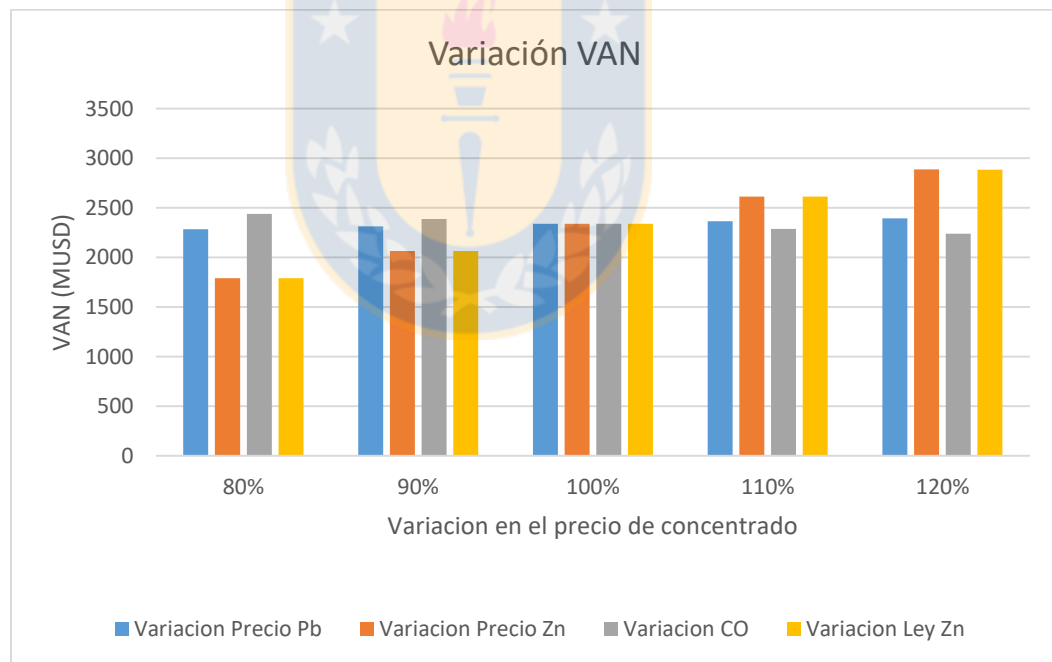


Figura 6-3. Variación VAN v/s Parámetros modificados.

Tabla 6-2. Variación VAN v/s Precio Zn modificado.

Variación Precio Zn	VAN (MUSD)	Variación, %
80%	1792	-23,41
90%	2065	-11,70
100%	2339	0,00
110%	2613	11,70
120%	2887	23,41

Tabla 6-3. Variación VAN v/s Precio Pb modificado.

Variación Precio Pb	VAN (MUSD)	Variación, %
80%	2285	-2,30
90%	2312	-1,15
100%	2339	0,00
110%	2366	1,15
120%	2393	2,30

Tabla 6-4. Variación VAN v/s Costos operacionales modificados.

Variación CO	VAN (MUSD)	Variación VAN, %
80%	2438	4,23
90%	2389	2,14
100%	2339	0,00
110%	2289	-2,17
120%	2240	-4,23

Tabla 6-5. Variación VAN v/s Ley de mineral primario modificada.

Variación Ley Zn	VAN (MUSD)	Variación, %
80%	1791	-25,34
90%	2065	-11,71
100%	2339	0,00
110%	2613	11,71
120%	2886	25,34

Se aprecia de forma clara que los parámetros de mayor relevancia son sin duda el precio del producto y la ley del mineral primario, en este caso, produciendo un aumento o disminución según corresponda, de hasta un 25% aproximadamente en el VAN final.

Por su parte, la variación de los costos operacionales totales, no presentó gran relevancia en este caso, para ser tratado como relevante. Esto, dado que representan bastante poco en comparación a la magnitud del ingreso.

Y Finalmente, la variación del precio del Pb tuvo casi un impacto nulo, dado que la ley de este, para nuestro caso, es bastante baja, por lo que su tonelaje asociado al concentrado del mineral, también lo es. Sin duda, si hubiese estado en una proporción mayor, cercana a la de Zn, pudiese haber jugado un rol importante en este apartado y en el aumento del VAN.

Como estamos hablando de pequeña minería, hay parámetros que no resultan tan relevantes al momento de medir su sensibilidad, dado que nuestra flota de equipos, por ejemplo, resultó ser más bien pequeña.



7 Conclusiones

En conclusión, el trabajo realizado cumplió con su objetivo principal, el cual era determinar la factibilidad de polimetalar este yacimiento. Se realizó cada paso de la planificación con la poca información inicial y su posterior evaluación económica, la cual entregó luz verde al objetivo principal.

Las principales conclusiones con respecto al proyecto son:

- El proceso de medir la factibilidad para este yacimiento, determinó que polimetalar es la mejor opción, frente a la posibilidad de solo explotar el mineral primario. La comparación del VAN entre ambos casos y el poco aumento de los costos en comparación al aumento en el beneficio generado, dio luz verde a la operación polimetalizada.
- Con respecto a la ley equivalente, si bien resultó útil en este caso para cuantificar cantidades, no fue útil para realizar análisis de sensibilidad dada la poca robustez que esta presenta. Si el yacimiento hubiese presentado trazas de impurezas, quizás hubiese sido útil para castigar los productos producidos según el contenido de contaminante. Por lo mencionado, no se recomienda categorizar recursos por medio de ley equivalente, puesto que, además, deben explicitarse cómo se calcularon los parámetros económicos de los factores de ajuste y qué criterio se utilizó para definir las variables de interés, lo que puede generar desconfianza o discrepancia. No todos planifican de igual manera.
- Relativo a rasgos de factibilidad y sensibilidad, se concluyó que, para el presente proyecto, el precio y la ley del mineral primario jugaron un rol fundamental en la rentabilidad de este. Primeramente, el precio del mineral escapa del control del planificador, lo que genera incertidumbre y obliga a ponerse en todos los escenarios posibles. Y, por su parte, la ley del mineral jamás se conocerá con 100% de certeza, ya que siempre existirán discrepancias entre lo que se espera encontrar y lo que se encuentra realmente. La idea principal es tratar de minimizar este error asociado.
- No se pudo llegar a un consenso general que abarque todos los yacimientos polimetálicos existentes, pero si existiese la posibilidad de polimetalar un

yacimiento posterior a su análisis de factibilidad, puede que resulte ser la opción más apropiada. Producir un agregado al concentrado primario no producirá nunca el mismo beneficio que genera un segundo concentrado como producto final.

- La poca información es letal a la hora de realizar planificación. La falta de datos de geología, topografía global y conocimiento de la zona en general, dificulta muchas labores en el trabajo a realizar. Cada yacimiento, geológicamente hablando, es único. Las condiciones que presente son exclusivas del sector donde se emplaza, por lo que es imposible categorizar a todos por medio de un único proyecto, por muy representativo que este sea. Si bien, este yacimiento resultó factible, no existe forma objetiva de poder predecir que otro con características similares también lo sea, sin un previo análisis de factibilidad.



8 Bibliografía

[1] R. DIMITRAKOPOULOS, L. MARTINEZ, S. RAMAZAN. A maximum upside / minimum downside approach to the traditional optimization of open pit mine design, En: *Journal of Mining Science*, Vol. 43, No. 1, 2007.

[2] M. OSANLOO, J. GHOLAMNEJAD & B. KARIMI. *Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms*, International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 2008, 22:1, pp. 3-35.

[3] ARTEAGA RODRÍGUEZ, RICARDO. *Estudio de viabilidad en proyectos mineros*, Instituto Tecnológico GeoMinero de España, 1993.

[4] SONAMI. *Caracterización de la pequeña y mediana minería e Chile*, 2014 Consultado: [14 de junio 2018] Disponible en: <http://www.sonami.cl/site/wp-content/uploads/2016/03/01.-Importancia-de-la-pequena-y-mediana-mineria-Chile-VP11.pdf>.

[5] ASAD, M.W.A. *Development of generalized cut-off grade optimisation algorithm for open pit mining operations*. *Journal of Engineering and Applied Sciences*, 2002. vol. 21, no. 2. pp. 119-127.

[6] ASAD, M.W.A. *Cut-off grade optimisation algorithm with stockpiling option for open pit mining operations of two economic minerals*. *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 2005. vol. 19, no. 3, pp. 176-187.

[7] RENDU J.M. *An Introduction to cut-off grade estimation*, Society for Mining, 2008.

[8] CORRAL GONZÁLEZ, CARLOS. *Modelamiento de Leyes Equivalentes en Yacimientos Polimetálicos* [en línea]. Santiago, Chile: Universidad de Chile - Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2010 [Fecha consulta: 15 de junio 2018]. Disponible en: <http://www.repositorio.uchile.cl/handle/2250/103843>.

[9] MYERS D., 1983. *Estimation of linear combinations and co-kriging*, *Mathematical Geology*, Vol. 15, p. 633-637.

[10] WILLIAM HUSTRULID y MARK KUCHTA. *Open Pit Mine Planning & Design*. Rotterdam: A. A. Balkema, 1995. ISBN 90 5410 184 9.

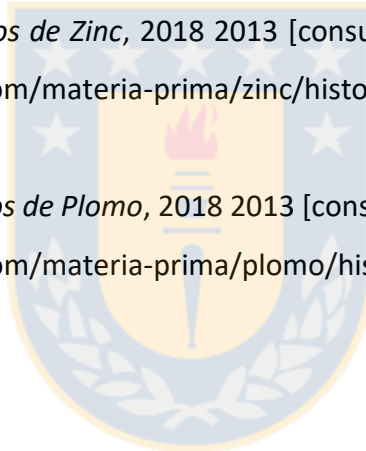
[11] *Royalty Minero*, Biblioteca del Congreso Nacional de Chile. 2 diciembre de 2010. [Consultado: 1 de julio 2018]. Disponible en: <https://www.bcn.cl/leyfacil/recurso/royalty-minero>.

[12] FUERSTENAU, Maurice C.; JAMESON, Graeme J.; YOON, Roe-Hoan (ed.). *Froth flotation: a century of innovation*. SME, 2007.

[13] RECALDE, Eduardo; MORANTE, Fernando. *Metodología de Planificación Minera a corto plazo y diseño minero a mediano plazo en la Cantera Pifo*. 2009.

[14] *Precios históricos de Zinc, 2018 2013* [consulta 15 de junio 2018]. Disponible en: <https://www.bolsamania.com/materia-prima/zinc/historico-precios>.

[15] *Precios históricos de Plomo, 2018 2013* [consulta 15 de junio 2018]. Disponible en: <https://www.bolsamania.com/materia-prima/plomo/historico-precios>.



Anexos

Anexo A: Planificación

1. Sondajes iniciales

Lo entregado por parte de la minera fueron tablas de datos. En concreto:

1. Tabla Assay
2. Tabla Collar
3. Tabla Survey
4. Contours

Con dichas tablas se generaron los sondajes expuesto en el capítulo 3.1 y la topografía de la zona. Esta última tuvo que ser modificada, debido a que el rango que tenía era menor a las dimensiones del pit, por lo cual se alteró para hacerla más amplia y de mayor alcance.

Las tablas no fueron modificadas de ninguna manera ni sus datos alterados, se trabajó con la información real.

Los compositos generados con los sondajes tienen una longitud de 10 metros cada uno, y se usaron para realizar la posterior estimación de recursos.

El sólido de mineral generado, fue hecho de forma manual, siguiendo la línea de tendencia y dejando cierta tolerancia, con los limites en los que se encontraba información mineralógica contenida en los sondajes.

2. Metodología geoestadística

El modelo esférico del variograma usado para realizar la estimación de ambos casos, se define de la siguiente manera:

$$V = \{c_0 + c[1,5\left(\frac{h}{a}\right) - 0,5\left(\frac{h}{a}\right)^3], \text{ Si } h < a \quad (30)$$

$$V = \{c_0 + c, \text{ Si } h > a \quad (31)$$

Una visualización estándar del modelo teórico se muestra en la figura A-1.

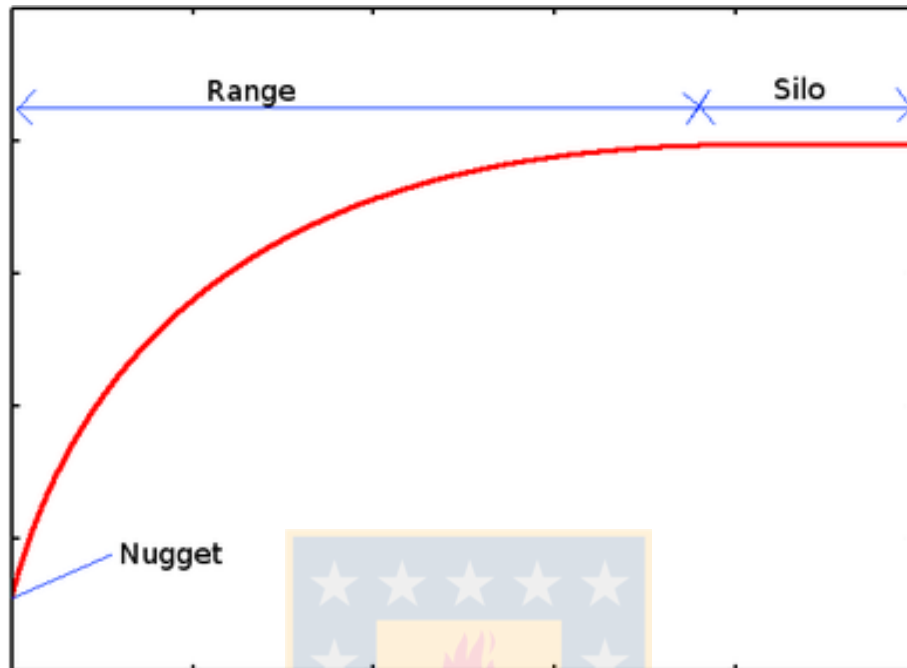


Figura A-1. Variograma esférico teórico.

Las partes que componen un variograma son:

- Meseta o silo: A cierta distancia del origen de coordenadas, corresponde a la región en la cual la varianza no aumenta de valor y se hace igual a la varianza media y se le denomina **meseta**.
- Rango o alcance: La distancia entre el inicio del variograma y el comienzo del silo recibe el nombre de **rango o alcance**.
- Efecto pepita o pepita (nugget): Al extrapolar la curva del variograma para la distancia cero, podemos llegar a un valor no nulo de variancia. Ese valor recibe el nombre de **efecto pepita**.

3. Ley equivalente, ley de corte y ley media

La ley media se calculó posterior a la estimación en ambos casos, y para ellos se usó la formula común de promedio:

$$\sum_{i=1}^n \frac{X_i}{N} \quad (\text{A-1})$$

Donde los X_i son los datos con información de ley obtenidos del kriggeaje, y el N el número total de datos.

La ley equivalente se calculó para el Caso Equivalente usando como criterio base, el factor económico de cada uno de los metales comprometidos.

Como se enuncio en los antecedentes económicos los precios del concentrado para cada producto, se llevó a cabo el cálculo de la ley equivalente de la siguiente manera, usando como ejemplo la ley media.

$$\text{Ley } Zn_{eq} = \text{Ley1} + \text{Ley2} * \frac{FA_{Ley2}}{FA_{Ley1}} \quad (\text{A-2})$$

$$\text{Ley } Zn_{eq} = 12,15 + 2,25 * \frac{805}{1120} = 13.77\% \quad (\text{A-3})$$

De igual forma todos los datos asociados a la estimación del Zn más la estimación del Pb, pasaron por esta función entregando su respectiva ley equivalente.

4. Rampa

Existen múltiples formas de calcular el ancho de rampa, unas más complejas que otras, pero todas apuntan a lo mismo: Definir un ancho que cumpla con los requerimientos de los equipos que transitaran por ella.

Para el caso en cuestión se usó una metodología sencilla, que consistió en que la vía debe conservar en todo su dominio un ancho 3,5 la anchura del vehículo de mayor capacidad que transite por ella.

Dicho esto, el ancho puede estimarse de la siguiente manera:

$$A = a * (0,5 + 1,5 * n) \quad (A-4)$$

Siendo:

A = Ancho de rampa

a = anchura del vehículo(m)

n = número de carriles

Este ancho asegura la existencia de banqueta en los costados de la vía y el tránsito libre y fluido de los vehículos sobre la rampa.

Para ambos casos, y considerando que se desean 2 carriles en la ruta, el ancho de rampa resulta:

$$A = 7 * (0,5 + 1,5 * 2) = 24,5m \sim 25m \quad (A-5)$$

Este ancho fue el utilizado en la construcción de la rampa en ambos pits operativizados a lo largo de todo su dominio.

Por su parte el ancho de berma debe ser de tal envergadura que permita la contención del desprendimiento de material, o bien de caída de roca desde bancos superiores. Una fórmula empírica que es utilizada en algunas operaciones mineras a cielo abierto viene dada por la fórmula de Ritchie modificada de acuerdo a Richard Call.

$$\text{Ancho Berma [m]} = (0.2 * \text{Altura Banco} + 4.5) [m] \quad (A-6)$$

Según la fórmula empírica, el ancho de berma(banco), para ambos casos debería corresponder de forma empírica a:

$$\text{Ancho Berma [m]} = (0.2 * 15 + 4.5) = 7,5 [m] \quad (A-7)$$

Pero dada la superficialidad del yacimiento, y al tratarse de una pequeña minera a baja profundidad se consideró un tanto exagerado usar bermas de tal envergadura.

Se utilizó $2/3$ del ancho empírico para los diseños de ambos pits operativos.

$$\text{Ancho Berma [m]} = 7,5 * \frac{2}{3} = 5 \text{ [m]} \quad (\text{A-8})$$

5. Parámetros operacionales de equipos

Disponibilidad mecánica: Medida que indica el tiempo que el equipo esta mecánicamente operativo con respecto al tiempo total que se espera que funcione. Valor menor a 1, usualmente expresado en porcentaje.

Factor de llenado: Fracción de la capacidad nominal del equipo que es efectivamente usada en la práctica. Típicamente se expresa en porcentaje y puede tomar valores mayores a 1.

Eficiencia del operador: Es una variable dependiente del operador y cuantifica el rendimiento de este, al comparar el desempeño logrado con el desempeño teórico del equipo.

Tiempo de ciclo: Tiempo en que el equipo realiza una iteración (o ciclo) de trabajo, contemplando carga de la pala, giro de frente a equipo de transporte, descarga, y giro de vuelta al frente de trabajo.

Factor de esponjamiento: Es el incremento de volumen que experimenta el material respecto al que tenía en el banco. El factor de esponjamiento es menor que 1. Cuando aparece en algunos libros con factores mayores que 1, es porque están tomando la inversa.

Densidad: Es una magnitud escalar referida a la cantidad de masa en un determinado volumen de una sustancia. La densidad media es la relación entre la masa de un cuerpo y el volumen que ocupa.

Anexo B: Costos y personal

1. Calculo de Personal y Costos de capital, Metodología de O'Hara y Suboleski (1992)

Caso Zinc: Explotación del yacimiento de Zn sin considerar el Pb como mineral secundario, donde la mina tiene una REM de 3,44.

Los tonelajes son los siguientes:

$$\begin{aligned}
 Tw &= REM * To = 3,44 * 8.000 \text{ tpd} \\
 Tw &= 27.520 \text{ tpd} \\
 Tp &= (REM + 1) * To = (1 + 3,44) * 8.000 \text{ tpd} \\
 Tp &= 35.520 \text{ tpd} \\
 T &= 1,04 * 8.000 \text{ tpd} \\
 T &= 8.358 \text{ tpd}
 \end{aligned}
 \tag{B-1}$$

A partir de las ecuaciones descritas en el antecedente 2.7, el personal estimado para la operación es:

En mina (N_{op}).

$$N_{op} = 0,034 * T_p^{0,8} = 105 \tag{B-2}$$

En molienda primaria (N_{ml}).

$$N_{ml} = 5,7 * T^{0,3} = 84 \tag{B-3}$$

De servicio (N_{sv}).

$$N_{sv} = 25,4\% * (N_{op} + N_{ml}) = 49 \tag{B-4}$$

Técnico y administrativo (N_{at}).

$$N_{at} = 11\% * (N_{op} + N_{ml} + N_{sv}) = 27 \quad (B-5)$$

- El cálculo de costo de capital estimado es como se detalla a continuación:

Insumos asociados a perforadoras

$$C_1 = N^{\circ} \text{ Perforadoras} * \text{Diametro perforacion} * 36000 = 648.000 \text{ USD} \quad (B-6)$$

Área a limpiar A_p

$$A_p = 0,0173 * T_p^{0,9} = 215,5 \text{ acres} \quad (B-7)$$

Costo de limpieza C_2

$$C_2 = 300 * A_p^{0,9} = 37.779 \text{ USD} \quad (B-8)$$

Costo de limpieza overburden C_3

$$C_3 = 340 * T_{ws}^{0,6} = 6.872.799 \text{ USD} \quad (B-9)$$

Área taller de mantenimiento C_4

$$A = 360 * T_p^{0,4} = 23.785 \text{ pies}^2 \quad (B-10)$$

Costo taller de mantenimiento

$$C_4 = 6000 * A^{0,6} * t^{0,1} = 3.983.669 \text{ USD} \quad (B-11)$$

Costo de comunicación y distribución eléctrica C_5

$$C_5 = 250 * T_p^{0,7} = USD 383.064 \quad (B-12)$$

Costo de reabastecimiento de combustible C_5

$$C_6 = 28 * T_p^{0,7} = USD 42.903 \quad (B-13)$$

El costo de capital TOTAL al año 1992 es:

$$Capital\ mina_{1992} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7 = 11.968.214 USD \quad (B-14)$$

No obstante, ambas inversiones de capital son valores del año 1992, por lo que fueron traspasados a costos al año 2018 utilizando la tasa de inflación media entre los años 1992 y 2018 de 2.2595%,

$$Capital\ mina_{2018} = 21.395.607 USD \quad (B-15)$$

Caso Equivalente: Explotación del yacimiento de Zinc considerando el Plomo como mineral secundario donde la mina tiene una REM de 3.6.

Los tonelajes son los siguientes:

$$\begin{aligned} Tw &= REM * To = 3,6 * 8.000 tpd \\ Tw &= 28.800tpd \\ Tp &= (REM + 1) * To = (1 + 3,6) * 8.000 tpd \\ Tp &= 36.800tpd \\ T &= 1,04 * 8.000 tpd \\ T &= 8.358 tpd \end{aligned} \quad (B-16)$$

El personal estimado para la operación es:

En mina (N_{op}).

$$N_{op} = 0,034 * T_p^{0,8} = 108 \quad (B-17)$$

En molienda primaria (N_{ml}).

$$N_{ml} = 5,7 * T^{0,3} = 84 \quad (B-18)$$

De servicio (N_{sv}).

$$N_{sv} = 25,4\% * (N_{op} + N_{ml}) = 49 \quad (B-19)$$

Técnico y administrativo (N_{at}).

$$N_{at} = 11\% * (N_{op} + N_{ml} + N_{sv}) = 27 \quad (B-20)$$

El cálculo de costo de capital estimado es como se detalla a continuación:

Insumos asociados a perforadoras

$$C_1 = N^{\circ} \text{ Perforadoras} * \text{Diametro perforacion} * 36000 = 648.000 \text{ USD} \quad (B-21)$$

Área a limpiar A_p

$$A_p = 0,0173 * T_p^{0,9} = 222 \text{ acres} \quad (B-22)$$

Costo de limpieza C_2

$$C_2 = 300 * A_p^{0,9} = 38.878 \text{ USD} \quad (B-23)$$

Costo de limpieza overburden C_3

$$C_3 = 340 * T_{ws}^{0,6} = 6.872.799 \text{ USD} \quad (B-24)$$

Área taller de mantenimiento C_4

$$A = 360 * T_p^{0,4} = 24.134 \text{ pies}^2 \quad (\text{B-25})$$

Costo taller de mantenimiento

$$C_4 = 6000 * A^{0,6} * t^{0,1} = 4.017.660 \text{ USD} \quad (\text{B-26})$$

Costo de comunicación y distribución eléctrica C_4

$$C_5 = 250 * T_p^{0,7} = 392.675 \text{ USD} \quad (\text{B-27})$$

Costo de reabastecimiento de combustible C_5

$$C_6 = 28 * T_p^{0,7} = 43.980 \text{ USD} \quad (\text{B-28})$$

El costo de capital TOTAL es:

$$\text{Capital}_{1992} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 = 12.013.992 \text{ USD} \quad (\text{B-29})$$

Análogamente a lo hecho en la sección anterior de este anexo, este costo de capital fue traspasado a valor presente del año 2018.

$$\text{Capital}_{2018} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 = 21.477.445 \text{ USD} \quad (\text{B-30})$$

2. Costo de capital planta concentradora Pb-Zn 500 tpd

Tabla B-1. Cost Estimate Summary – 500 tpd- Lead-Zinc Concentrator.

Acct.	Item Description	Estimated Erected Cost	
A	Site preparation, excavation and earthwork	\$ 27,250	
B	Concrete work	89,490	
C	Buildings	126,400	
D	Machinery and equipment	Base Price F.o.b. jobsite	294,250
		Installation	35,910
E	Piping	57,210	
F	Electrical, excluding motors which are included in machinery	64,550	
G	Painting	6,200	
H	Field construction expense	49,465	
J	Engineering	65,400	
L	Miscellaneous plant items	4,190	
M	Plant start-up expense	2,515	
N	Instrumentation	14,045	
O	Construction clean-up	4,190	
S	Temporary construction facilities, other than construction camp	5,030	
W	Tools and construction equipment	28,090	
Total of direct construction cost:			874,185
	Project management and miscellaneous overhead cost	61,190	
	Construction contractor's fees	40,910	
	Contingency allowance	87,420	
Subtotal of indirect construction cost			189,520
	Total of direct and indirect construction cost	1,063,705	
Q	Transaction, use, sales, and miscellaneous local taxes	10,635	
Total erected cost			1,074,340

3. Costo de capital planta concentradora Pb-Zn 2000 tpd

Tabla B-2. Cost Estimate Summary – 2000 tpd- Lead-Zinc Concentrator.

Acct.	Item Description			Estimated Erected Cost \$
A	Site preparation, excavation and earthwork, including plant roads and surfacing			43,500
B	Concrete work			208,000
C	Buildings			395,910
D	Machinery and equipment	Base Price F.o.b. jobsite	1,249,055	1,401,975
		Installation	152,920	
E	Piping			
F	Electrical, excluding motors which are included in machinery			317,200
G	Painting			18,200
H	Field construction expense			189,800
J	Engineering			150,150
L	Miscellaneous plant items			14,950
M	Plant start-up expense			6,500
N	Instrumentation			13,000
O	Construction clean-up			6,500
S	Temporary construction facilities, other than construction camp			18,200
W	Tools and construction equipment			100,000
Total of direct construction cost:				3,071,085
	Project management and miscellaneous overhead cost			184,265
	Construction contractor's fees			106,875
	Contingency allowance			307,110
Subtotal of indirect construction cost				598,250
Total of direct and indirect construction cost				3,669,335
Q	Transaction, use, sales, and miscellaneous local taxes			36,695
Total erected cost				3,706,030

4. Detalle costos área de flotación, planta concentradora Pb-Zn 2000 tpd

Tabla B-3. Cost estimate of Machinery and Equipment for 2000 tpd Lead-Zinc Concentrator Flotation Section.

Acct.	Item Description	Quantity	Connected hp	Total Wt, Lb	Cost f.o.b. Jobsite
D220	Pump boxes, cyclone feed pumps...	2	-	1,900	\$515
D221	Pumps, (one standby), slurry discharge from ball mills to cyclone classifiers...	3	120	11,700	\$9,211
D222	Cyclone classifier system each consisting of three cyclones...	2	-	8,400	\$12,950
D223	Pulp samplers, 24 in. For mil head simple..	2	-	1,025	\$1,620
.....
Total			1,063	772,654	\$393,444
Cost f.o.b jobsite		\$393,444			
Erection labor		\$49,690			
Total erected cost of equipment		\$443,134			

Anexo C: Royalty minero

1. Impuesto o Royalty minero

Como ya se ha mencionado, este proyecto consiste en una base de datos de un yacimiento de Pb-Zn proveniente de Irán, pero se desarrolló en base a la legislación y regulación chilena, por lo que el impuesto a aplicar es el Royalty minero.

El equivalente de 12.000 TMCF al 29 de junio de 2018 con un valor de 3,01458 USD/lb es de 79,7 MUSD, mientras que 50.000 TMCF equivalen a 332,3 MUSD. Nuestra operación con ventas anuales de en ambos casos superior a 750.000.000 USD se sitúa por un amplio margen en el grupo de ventas sobre las 50.000 TMCF.

La tabla 53 muestra la renta operacional imponible media, ingreso operacional medio, MOM y el porcentaje de impuesto correspondiente para el Caso Zinc y Caso Equivalente.

Tabla C-1. Ingreso y renta imponible.

	Renta operacional imponible (USD)	Ingreso operacional (USD)	MOM	Royalty
Caso Zinc	684.682.002	772.859.216	88,6%	14%
Caso Equivalente	663.503.689	768.655.323	86,3%	14%

Dados los bajos costos operacionales del proyecto en comparación con el ingreso de este, ambos casos se encuentran en el último segmento sujeto a un Royalty del 14% de su renta operacional imponible.

Anexo D: Tablas de detalles de ingresos

Tabla D-1. Detalles: Ingresos Caso Zinc

Año de producción	1	2	3
Ton Mineral	2791045	2791045	2791045
Ton Estéril	6419403,5	6419403,5	6419403,5
Ton Concentrado Zn	688751,7567	688751,7567	688751,7567
Ingreso	\$ 771.401.968	\$ 771.401.968	\$ 771.401.968
VA Ingreso	\$ 701.274.516	\$ 637.522.287	\$ 579.565.716
CO Mina	\$ 10.326.867	\$ 10.326.867	\$ 10.326.867
VA CO Mina	\$ 9.388.060	\$ 8.534.600	\$ 7.758.728
CO Chancado	\$ 5.107.612	\$ 5.107.612	\$ 5.107.612
VA CO Chancado	\$ 4.643.284	\$ 4.221.167	\$ 3.837.425
CO Planta	\$ 21.770.151	\$ 21.770.151	\$ 21.770.151
VA CO Planta	\$ 19.791.046	\$ 17.991.860	\$ 16.356.237

4	5	6	TOTAL (x10⁶)
2800000	2801246,189	2803524,04	16,78
9940000	12219286,62	16385490,62	57,80
690961,6	691269,1245	691831,2345	4,14
\$ 773.876.992	\$ 774.221.419	\$ 774.850.983	\$ 4.637
\$ 528.568.398	\$ 480.730.588	\$ 437.383.179	\$ 3.365
\$ 13.860.000	\$ 16.141.031	\$ 20.310.424	\$ 81
\$ 9.466.566	\$ 10.022.311	\$ 11.464.705	\$ 57
\$ 5.124.000	\$ 5.126.281	\$ 5.130.449	\$ 31
\$ 3.499.761	\$ 3.183.017	\$ 2.896.005	\$ 22
\$ 21.840.000	\$ 21.849.720	\$ 21.867.488	\$ 131
\$ 14.917.014	\$ 13.566.957	\$ 12.343.627	\$ 95

Tabla D-2. Detalles: Ingresos Caso Equivalente

Año de producción	1	2	3
Ton Mineral	2800000	2800000	2800000
Ton Estéril	6784703	6784703	6784703
Ton Concentrado Zn	690961,6	690961,6	690961,6
Ton Concentrado Pb	94509,8	94509,8	94509,8
Ingreso	\$ 849.957.381	\$ 849.957.381	\$ 849.957.381
VA Ingreso	\$ 772.688.528	\$ 702.444.117	\$ 638.585.560
CO Mina	\$ 10.704.703	\$ 10.704.703	\$ 10.704.703
VA CO Mina	\$ 9.731.548	\$ 8.846.862	\$ 8.042.602
CO Chancado	\$ 5.124.000	\$ 5.124.000	\$ 5.124.000
VA CO Chancado	\$ 4.658.182	\$ 4.234.711	\$ 3.849.737
CO Planta	\$ 43.680.000	\$ 43.680.000	\$ 43.680.000
VA CO Planta	\$ 39.709.091	\$ 36.099.174	\$ 32.817.431

4	5	6	7	TOTAL (x10 ⁶)
2800000	2800000	2800000	925176,1798	17,73
9560655,556	11770475,49	17180724,31	5676856,028	64,54
690961,6	690961,6	690961,6	228307,5762	4,37
94509,8	94509,8	94509,8	31227,93418	0,60
\$ 849.957.381	\$ 849.957.381	\$ 849.957.381	\$ 280.842.972	\$ 5.381
\$ 580.532.328	\$ 527.756.662	\$ 479.778.783	\$ 144.116.851	\$ 3.846
\$ 13.480.656	\$ 15.690.475	\$ 21.100.724	\$ 6.972.103	\$ 89
\$ 9.207.469	\$ 9.742.551	\$ 11.910.809	\$ 3.577.791	\$ 61
\$ 5.124.000	\$ 5.124.000	\$ 5.124.000	\$ 1.693.072	\$ 32
\$ 3.499.761	\$ 3.181.601	\$ 2.892.364	\$ 868.814	\$ 23
\$ 43.680.000	\$ 43.680.000	\$ 43.680.000	\$ 14.432.748	\$ 277
\$ 29.834.028	\$ 27.121.843	\$ 24.656.221	\$ 7.406.282	\$ 198