

UNIVERSIDAD NACIONAL DE ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“OPTIMIZAR EL PLANEAMIENTO A LARGO PLAZO DE
LA MINA A TAJO ABIERTO TACAZA - CIEMSA
EMPLEANDO LOS SOFTWARES MINEROS GEMCOM
WHITTLE Y MINESIGHT”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. HENRY CHURA TORRES

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PROMOCIÓN: 2012-I

PUNO - PERÚ

2019



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
TESIS

“OPTIMIZAR EL PLANEAMIENTO A LARGO PLAZO DE LA MINA A
TAJO ABIERTO TACAZA - CIEMSA EMPLEANDO LOS SOFTWARES
MINEROS GEMCOM WHITTLE Y MINESIGHT”

PRESENTADA POR:

Bach. HENRY CHURA TORRES

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 14 DE SETIEMBRE DEL 2017

APROBADO POR LOS JURADOS:

Presidente :
MSc. Ing. Mario S. Cuentas Alvarado

Primer Miembro :
MSc. Ing. Esteban Aquino Alanoca

Segundo Miembro :
MSc. Ing. Américo Arizaca Avalos

Director/Asesor :
Dr. Oscar E. Llanque Maquera

Área: Ingeniería de Minas

Tema: Diseño y Planeamiento de Minado

DEDICATORIA

Este trabajo está dedicado a:

Mis padres Gervasio y Carmela que gracias a su esfuerzo y dedicación, yo pude terminar mi carrera profesional.

Al M.Sc. Ing. Manfredo Herrera quien me ha dado la oportunidad de crecer profesionalmente.

A mi mentor y amigo el M.Sc. Ing. Ronald Benito López.

*Con todo mi aprecio,
Henry Chura Torres*

AGRADECIMIENTOS

Expreso mi profundo y sincero agradecimiento a:

- ✚ A Dios, pues gracias a su misericordia e infinito amor, yo sigo adelante.
- ✚ Mi Alma Mater la Universidad Nacional del Altiplano – Puno, así como a la Facultad de Ingeniería de Minas por proporcionarme los conocimientos básicos durante los cinco años de mi formación profesional.
- ✚ Al M. Sc. Ing. Mario Cuentas Alvarado, porque siempre creyó en mi e impulso mi carrera hacia adelante.
- ✚ A toda mi familia que con su incondicional apoyo me insta a seguir mejorando día a día.

¡Muchas Gracias!

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS	iv
ÍNDICE GENERAL	v
ÍNDICE DE FIGURAS	x
ÍNDICE DE TABLAS	x
RESUMEN:	xvi
ABSTRACT.....	xvii
PREFACIO	xviii

CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN

1.1.	Descripción de la Realidad Problemática:	1
1.2.	Formulación del Problema:.....	3
1.3.	Objetivos de la Investigación:.....	3
1.3.1.	Objetivo general.....	4
1.3.2.	Objetivos específicos.	4
1.4.	Justificación de la Investigación:	4
1.5.	Limitaciones del Estudio:	5
1.6.	Viabilidad Del Estudio:.....	6

CAPÍTULO II REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	Antecedentes de la Investigación:.....	7
2.2.	Marco Teórico:.....	8
2.2.1.	La planificación minera a largo plazo.....	8
2.2.2.	La información geológica.	9
2.2.2.1.	Las exploraciones diamantinas.	9
2.2.2.2.	La interpretación geológica.....	10
2.2.2.3.	El modelo de bloques.....	11
2.2.3.	Los parámetros técnicos – económicos.....	12
2.2.3.1.	Los parámetros económicos.....	13
2.2.3.2.	Los parámetros técnicos.....	13

2.2.3.2.1.	Los parámetros de minado.	13
2.2.3.2.2.	Los parámetros de planta concentradora.	14
2.2.4.	Diseño de minado en yacimientos tipo manto.	15
2.2.4.1.	Diseño de los tajos en manto único – horizontal.	15
2.2.4.1.1.	Caso 1 - Distribución de leyes constantes.	16
2.2.4.1.2.	Caso 2 - Distribución de leyes variables.	19
2.2.5.	Elementos de la planificación minera a largo plazo.	20
2.2.5.1.	El pit final.	20
2.2.5.2.	Las fases de minado.	25
2.2.5.3.	Los botaderos.	30
2.2.5.4.	El planeamiento estratégico de la producción.	33
2.2.5.5.	Dimensionamiento de la flota de equipos.	36
2.2.6.	Valorización del plan de minado.	41
2.2.6.1.	El flujo de caja.	41
2.2.6.2.	Los indicadores financieros.	42
2.2.6.2.1.	Valor presente neto (NPV).	42
2.2.6.2.2.	Tasa interna de retorno (TIR).	43
2.2.7.	Disposición de recursos informáticos.	44
2.2.7.1.	Leyca Gsys – MineSight (MS).	44
2.2.7.2.	Gemcom – Whittle (GW).	44
2.3.	Formulación de la Hipótesis:	45
2.3.1.	Hipótesis general.	45
2.3.2.	Hipótesis específica.	45

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1.	Diseño Metodológico:	46
3.1.1.	Tipo de investigación.	46
3.1.2.	Método de investigación.	46
3.1.3.	Alcance de la investigación.	46
3.1.4.	Diseño de la investigación.	47
3.2.	Población y Muestra:	47
3.2.1.	Población.	47
3.2.2.	Muestra.	48

3.2.2.1.	Parámetros económicos.	48
3.2.2.2.	Parámetros técnicos.	51
3.2.2.3.	Variables socio-ambientales.	60
3.3.	Definición y Operacionalización de Variables:	60
3.4.	Técnicas de Recolección de Datos.....	61
3.5.	Técnicas para el Procesamiento de la Información:	62

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	Aspectos Generales de la Mina Tacaza – CIEMSA:	64
4.1.1.	Ubicación y acceso.	64
4.1.2.	Descripción del proyecto.	65
4.1.3.	Interpretación geológica y el modelo de bloques de Tacaza.	65
4.1.3.1.	Geología General.	65
4.1.3.2.	Alteración y Mineralización.	66
4.1.3.3.	El Modelo de Bloques 3D.....	67
4.1.3.3.1.	Modelo de Leyes.	68
4.1.3.3.2.	Modelo Geometalúrgico.....	70
4.1.3.3.3.	Modelo de Recursos.	71
4.2.	Realizando el Planeamiento a Largo Plazo con el uso de MS y GW para Conciliar Las Restricciones Operativas y Las Condiciones de Mercado: ...	71
4.2.1.	El pit final.	72
4.2.1.1.	Diseño de los pits anidados (pit shells).....	73
4.2.1.2.	El pit by pit graph y análisis del pit final.	74
4.2.1.3.	El pit final económico - pit n° 31.....	77
4.2.1.2.	Pit final operativo.....	78
4.2.2.	Fases de minado.	80
4.2.2.1.	Análisis de las fases de minado.	80
4.2.2.2.	Operatividad de las fases de minado.....	83
4.2.2.2.1.	Resumen de las reservas de las fases de minado.....	85
4.2.2.2.2.	Tendencia direccional óptima.	86
4.2.3.	Los botaderos.	87
4.2.3.1.	Fundamentación.....	87
4.2.3.2.	Proyección de los botaderos.....	88

4.2.3.3.	Diseño y secuencia de llenado de cada botadero.	90
4.2.3.3.1.	Botadero central – este (CE).	91
4.2.3.3.2.	Botadero norte (Nor).	92
4.2.3.3.3.	Botadero ampliación central - este (CE-WID).	92
4.2.3.3.4.	Botadero central - oeste (CW).	93
4.2.3.4.	Capacidad Planificada de Cada Botadero.	94
4.2.4.	Planeamiento estratégico de la producción.	95
4.2.4.1.	Fundamentos.	95
4.2.4.2.	Objetivos operacionales a largo plazo.	95
4.2.4.3.	Plan de minado.	96
4.2.4.4.	Resumen de la producción por periodo.	107
4.2.4.5.	Plan de producción por periodo, fase y zona.	114
4.2.4.5.1.	Plan detallado de producción por periodo y fase.	114
4.2.4.5.2.	Plan de producción por zonas.	116
4.2.4.6.	Vida de la mina.	118
4.2.5.	Dimensionamiento de la flota de equipos.	121
4.8.1.	Voladura:	122
4.8.2.	Perforación:	125
4.8.3.	Carguío:	128
4.8.4.	Transporte:	131
4.8.5.	Servicios Auxiliares:	136
4.3.	Evaluando la Valorización de la Mina Tacaza habiendo obtenido El Planeamiento a Largo Plazo:	137
4.3.1.	Flujo de caja proyectado.	137
4.3.2.	El VAN y TIR.	139
4.4.	Discusión de los Resultados:	141
4.4.1.	Solución al problema planteado en este estudio.	141
4.4.1.1.	Valorización 1 (Val 1).	141
4.4.1.2.	Valorización 2 (Val 2) y los aportes a la solución del problema.	145
4.4.2.	Con respecto al procedimiento de Muñoz (2012).	149
4.4.3.	Con respecto al procedimiento de Peirano (2011).	156
4.4.4.	Con respecto al procedimiento de Gonzales (2010).	158
CONCLUSIONES		161



RECOMENDACIONES.....	162
REFERENCIAS.....	164
ANEXOS	166

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1.: Logueo en una perforación diamantina de la Mina Toquepala.....	10
Figura 2.2.: Modelamiento digital del terreno dentro del software Gemcom.	11
Figura 2.3.: Matriz ilustrativa de un modelo de bloques en 3D.	12
Figura 2.4.: Manto con potencia relativamente constante con profundidad baja.....	16
Figura 2.5.: Expansión de las fases de minado cuasi simétricas.	17
Figura 2.6.: Expansión de las fases de minado en base a un E/M.....	17
Figura 2.7.: Manto con potencia relativamente constante con topografía variable.....	18
Figura 2.8.: Expansiones casi simétricas a ambos lados.	18
Figura 2.9.: Expansiones no simétricas. Tendencia al lado izquierdo.....	19
Figura 2.10.: Expansiones por zonas, pudiendo unirse o no.	19
Figura 2.11.: El pit final, delimitando los recursos y las reservas de un yacimiento. ...	20
Figura 2.12.: Pit by Pit Graph por el software Gemcom Whittle.....	22
Figura 2.13.: Análisis del límite final del pit por el software Gemcom Whittle (la variable X es la responsabilidad socio-ambiental de la empresa).	23
Figura 2.14.: Limite económico del pit final. A la derecha: sin incluir los accesos. A la izquierda: Con accesos.....	24
Figura 2.15.: Secuencia de minado por pushbacks.....	25
Figura 2.16.: Secuencia de extracción Compensado de fases (Pushbacks).....	28
Figura 2.17.: Pase banco a fase del método Fixed Lead.	29
Figura 2.18.: Resumen del proceso de diseño del pit final y las fases de minado.	30
Figura 2.19.: Vista perfil del botadero tipo ladera en módulos.	31
Figura 2.20.: A la izquierda: Una quebrada de un antiguo riachuelo. A la derecha: Vista 3D de un botadero tipo quebrada.	32
Figura 2.21.: Vista 3D de un botadero en Pilas o Tortas.....	33
Figura 2.22.: Vista perfil de un botadero en Pilas con sus aspectos de diseño.	33
Figura 2.23.: Logo de MineSight 3D.....	44
Figura 2.24.: Logo de Gemcom Whittle.....	45
Figura 3.1.: Histograma de los precios del cobre.	49
Figura 3.2.: Curva Tonelaje vs Ley de corte en Whittle.	55
Figura 3.3.: Curva Tonelaje vs Ley de corte en MineSight.....	56
Figura 3.4.: Algoritmo de la Planificación minera a largo Plazo.	63

Figura 4.1: Derecha: Ubicación en vial por medio de Google Earth. Izquierda: Mapa político de la provincia de Lampa.....	64
Figura 4.2.: Códigos de caracterización de un bloque de la mina Tacaza.....	67
Figura 4.3.: Interfaz de ingreso de MSDA.	69
Figura 4.4.: Vista seccional Norte 8 271 750 del 3DBM – Geoestadístico.....	69
Figura 4.5.: En esta figura se aprecia el reporte de “Query”, con la diferencia resaltante entre las leyes de Cobre obtenido por los distintos métodos.	69
Figura 4.6.: Vista de 3D modelo de bloques Geo-Metalúrgico para el yacimiento Tacaza.	70
Figura 4.7.: Resultados de los 51 pits anidados obtenidos por Whittle exportados a Excel.	73
Figura 4.8.: Vista 3D en Whittle del pit anidado 15 para la mina Tacaza.....	74
Figura 4.9.: El Pit by Pit Graph de la mina Tacaza.	75
Figura 4.10: Vista del pit final económico de la mina Tacaza.	78
Figura 4.11.: Vista del pit final operativo de la mina Tacaza.....	80
Figura 4.12.: Grafica del PbPG para Fixed Lead de la mina Tacaza.	83
Figura 4.13.: Derecha: vista de la fase 01. Izquierda: vista de la fase 02.....	84
Figura 4.14: Derecha: vista de la fase 03. Izquierda: vista de la fase 04.....	85
Figura 4.15.: Vista de la fase 05 de la mina Tacaza.	85
Figura 4.16.: Vista sección EW 314710 de las 5 fases de minado de la mina Tacaza..	86
Figura 4.17.: Vista real de la tendencia direccional optima en la mina Tacaza.	87
Figura 4.18.: Vista del terreno para el futuro botadero Central-Este (CE).....	89
Figura 4.19.: Vista del terreno para el futuro botadero Norte (Nor).	89
Figura 4.20.: Vista del terreno para el botadero Ampliación Central-E. (CE-WID).....	90
Figura 4.21.: Vista del terreno para el futuro botadero Central - Oeste (CW).	90
Figura 4.22.: Vista de la Etapa 04 del botadero Central - Este (CE).....	91
Figura 4.23.: Vista de la Etapa 03 del botadero Norte (Nor).	92
Figura 4.24.: Vista de la Etapa 02 y 03 del botadero Ampliación Central – Este (CE-WID).	93
Figura 4.25.: Vista de la Etapa 04 del botadero Central - Oeste (CW).	94
Figura 4.26.: Vista actual de la mina Tacaza.....	97
Figura 4.27.: Vista del primer año de minado de la mina Tacaza.....	98
Figura 4.28.: Vista del segundo año de minado de la mina Tacaza.	99
Figura 4.29.: Vista del tercer año de minado de la mina Tacaza.....	101

Figura 4.30.: Vista del cuarto año de minado de la mina Tacaza.....	102
Figura 4.31.: Vista del Quinto año de minado de la mina Tacaza.....	103
Figura 4.32.: Vista del Sexto año de minado de la mina Tacaza.....	104
Figura 4.33.: Vista del Séptimo año de minado de la mina Tacaza.	106
Figura 4.34.: Vista del octavo año, el pit final y el fin de la vida de la mina Tacaza..	107
Figura 4.35.: El Lienzo del Proceso de Tacaza para el planeamiento a largo plazo. ..	107
Figura 4.36.: Programación por periodo de mineral con su ley promedio, mineral marginal con su ley promedio y desmonte.	108
Figura 4.37.: Grafica de la producción de mineral y desmonte por periodo en MineSight.	109
Figura 4.38.: Grafica de la producción de mineral y desmonte por periodo en Whittle por el método de Fixed Lead.	110
Figura 4.39.: Grafica de la relación E/M en MineSight.	111
Figura 4.40.: Balance del VAN con el ingreso bruto y costo de Extracción.....	112
Figura 4.41.: Ingreso neto vs el movimiento de material por periodo.	113
Figura 4.42.: Balance de material vs Valor presente neto operativo.....	114
Figura 4.43.: Movimiento de material por periodo y fase.....	116
Figura 4.44.: Producción de material por zonas en la mina Tacaza.	118
Figura 4.45.: Curva Tonelaje vs Ley de Corte y Ley Media de Tacaza.....	119
Figura 4.46.: Diseño de carga para mineral.....	123
Figura 4.47.: Diseño de carga para mineral.....	124
Figura 4.48.: Parámetros finales para el diseño de carga para mineral.	124
Figura 4.49.: Perfil de transporte de Tajo a Planta o perfil 1.	133
Figura 4.50.: Perfil de transporte de Tajo a Botadero o perfil 2.....	134
Figura 4.51.: Variación del ingreso neto vs el movimiento de material por periodo..	138
Figura 4.52.: Derecha: Vista del tajo Central diseñado en AutoCAD. Izquierda: Vista del tajo Extremo Norte diseñado en AutoCAD.	145
Figura 4.53.: Fase 01 zona sur en la etapa inicial. Curvas de nivel celestes corresponde a la fase 1 y las de color claro representan la topo inicial.	150
Figura 4.54.: Fase 02 zona central en la etapa inicial. Curvas de nivel verdes corresponde a la fase 1 y las de color celeste representan la topo inicial.	151
Figura 4.55.: Fase 04 zona norte y la ubicación de todos los botaderos proyectados.	152
Figura 4.56.: Costos de producción, ingreso neto y movimiento de material por periodo.	155

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1.: Proceso de selección y cálculo de la flota de equipos.	38
Tabla 2.2.: Interpretación del NPV.	43
Tabla 3.1.: Historial de los precios del cobre.	48
Tabla 3.2.: Análisis simple del precio del cobre.	49
Tabla 3.3.: Escenario de precios del cobre.	50
Tabla 3.4.: Costos sintetizados por unidades productivas y grupos.	51
Tabla 3.5.: Costos para MineSight y Gemcom por categorías.	51
Tabla 3.6.: Factores de variación de precios en Whittle.	52
Tabla 3.7.: Algunas variaciones de los precios del cobre en Whittle.	53
Tabla 3.8.: Factores de variación de precios en MineSight.	53
Tabla 3.9.: Variaciones de los precios del cobre en MineSight.	53
Tabla 3.10.: Resumen de las reservas por manejo de recursos de la mina Tacaza.	55
Tabla 3.11.: Análisis del ritmo de producción y vida de la mina Tacaza.	57
Tabla 3.12. Datos del Mineral y Desmonte:	58
Tabla 3.13. Resumen general:	59
Tabla 3.14. Talud del Pit:	59
Tabla 3.15. Los bancos y bermas:	59
Tabla 3.16. Botaderos:	60
Tabla 3.17.: Técnica de recolección de datos.	62
Tabla 4.1.: Resumen geológico y topográfico del manto mineralizado Tacaza.	66
Tabla 4.2.: Zoneamiento de mineralización del yacimiento Tacaza.	67
Tabla 4.3.: Parámetros para la categorización de recursos.	71
Tabla 4.4.: Resumen de las características de los pits seleccionados.	76
Tabla 4.5: Reservas tentativas del pit final en MineSight:	77
Tabla 4.6. Resumen de las reservas económicas del pit final operativo:	79
Tabla 4.7. Reservas, ingresos y costos para el pit final operativo por banco:	79
Tabla 4.8. Resumen de las fases de minado generados por el método de FL, el cual pertenece al Specified Case:	82
Tabla 4.9. Fases de minado seleccionadas por Whittle y su denominación dentro de MineSight:	83
Tabla 4.10. Resumen de datos de las 5 fases de minado:	85
Tabla 4.11. Resumen global de todos los botaderos:	94

Tabla 4.12. Balance de material para el periodo 01:.....	97
Tabla 4.13. Balance de material para el periodo 02:.....	99
Tabla 4.14. Balance de material para el periodo 03:.....	100
Tabla 4.15. Balance de material para el periodo 04:.....	102
Tabla 4.16. Balance de material para el periodo 05:.....	103
Tabla 4.17. Balance de material para el periodo 06:.....	104
Tabla 4.18. Balance de material para el periodo 07:.....	105
Tabla 4.19. Balance de material para el periodo 08:.....	106
Tabla 4.20. Resumen planeamiento de la producción de la mina Tacaza - CIEMSA:	108
Tabla 4.21. Resumen de la producción por periodo:	109
Tabla 4.22. Reporte detallado de los periodos para los pits 10, 14, 19, 21 y 31 en Whittle:	110
Tabla 4.23. Producción por Fase de minado y periodo:	115
Tabla 4.24. Movimiento de material proveniente de zonas específicas por periodo:..	117
Tabla 4.25.: Análisis del ritmo de producción y vida de la mina Tacaza.	119
Tabla 4.26. Parámetros de diseño estándar para voladura en mineral:	122
Tabla 4.27. Parámetros de diseño estándar para voladura en desmonte:.....	123
Tabla 4.28. Costos base de acuerdo al tipo de explosivo utilizado:	124
Tabla 4.29. Costos base general para accesorios utilizados:	125
Tabla 4.30. Costos totales por taladro y por tonelada:.....	125
Tabla 4.31. Índices operacionales de la perforadora en mineral:	126
Tabla 4.32. Calculo de perforadoras en mineral.	126
Tabla 4.33. Índices operacionales de la perforadora en desmonte:	127
Tabla 4.34. Calculo de perforadoras en desmonte.	127
Tabla 4.35. Distribución de las perforadoras a lo largo de todos los periodos:	128
Tabla 4.36. Índices operacionales de la pala en mineral:	129
Tabla 4.37. Cálculo de palas en mineral.	129
Tabla 4.38. Índices operacionales de la pala en desmonte.	130
Tabla 4.39. Cálculo de palas en desmonte.	130
Tabla 4.40. Distribución de las palas a lo largo de todos los periodos:	131
Tabla 4.41. Índices operacionales del camión que transporta mineral:	132
Tabla 4.42. Índices operacionales del camión que transporte desmonte.	132
Tabla 4.43. Velocidades y distancias promedio para el perfil 1:	134
Tabla 4.44. Velocidades y distancias promedio para el perfil 2:	134

Tabla 4.45. Cálculo de camiones por pala para el perfil de transporte 1:.....	135
Tabla 4.46. Cálculo de camiones por pala para el perfil de transporte 2:.....	135
Tabla 4.47. Distribución de camiones a lo largo de todos los periodos:	135
Tabla 4.48. Descripción operativa de los equipos auxiliares a utilizarse:	136
Tabla 4.49. Resumen de las utilidades netas del flujo de caja financiero y la inversión inicial de la mina Tacaza:	139
Tabla 4.50. Resumen del Inventario de Reservas para la Mina Tacaza:	142
Tabla 4.51. Costos promedio de carguío y transporte proyectados por fase y zona....	153
Tabla 4.52. Resumen de las reservas del pit final de la mina Tacaza.....	157

RESUMEN:

El planeamiento a largo plazo es el primer horizonte de la planificación minera y es la base para posteriores horizontes como el mediano plazo y corto plazo. El problema que se ha abarcado en este estudio de investigación es la carencia del planeamiento a largo plazo de la mina Tacaza, que sólo posee un expediente donde se detalla el cálculo e inventario de reservas por el método de perfiles y cortes. Con este inventario de reservas se realizó la primera valorización de la mina Tacaza. Sin embargo, en este expediente, no se detalla el diseño de un pit final que limite realmente las reservas económicas, ni tampoco una secuencia de minado, ni la proyección de botaderos, ni un planeamiento estratégico de la producción. Todos estos ítems son elementos que pertenecen al planeamiento a largo y que su ausencia ha generado, como consecuencia, que la primera valorización de la mina Tacaza sea deficiente, así como otros aspectos adversos como: sobre estimación de las reservas, dificultades en el “blending” del mineral, conflictos en el flujo de minado, falta de objetivos operacionales de largo plazo que guíen la operación, flota de equipos de minado que no empareja con las necesidades de producción, y una falta de proyección de botaderos. El presente estudio de investigación tuvo por objetivo optimizar el planeamiento a largo plazo usando los softwares Gemcom Whittle y MineSight para mejorar la valorización de la mina a tajo abierto Tacaza. Para ello, esta investigación fue de tipo aplicada con un diseño no experimental, transversal – descriptiva, en el cual se diseñó y elaboró un planeamiento a largo plazo usando los softwares Gemcom Whittle y MineSight para la mina Tacaza. Con este planeamiento a largo plazo se logró obtener: un pit final que tiene 3’244,708 TM de mineral con una ley promedio de 1.27 %Cu como reservas minables; 5 fases de minado que están distribuidas en la zona sur, central y norte; 4 botaderos diseñados para depositar 2’872,952 TM de desmonte; un planeamiento estratégico de la producción en donde se estimó 8 años de vida con una rentabilidad operativa de US\$ 43’466,233; y un cálculo de equipos a utilizarse en la operación de minado. Todos estos elementos en conjunto, permitieron mejorar la valorización de la mina a tajo abierto Tacaza estimada con un VAN igual a US\$ 4’960,628 y un TIR igual a 18%.

Palabras Clave:

Optimizar, planeamiento a largo plazo, elementos del planeamiento, MineSight, mina Tacaza.

ABSTRACT

Long term planning is the first horizon of mining planning and is the basis for future horizons such as the medium term and short term. The problem that has been covered in this research study is the lack the Tacaza mine's long term planning, which only has a report that details the calculation and inventory of reserves by section and cut method. With this inventory of reserves, the first total profit of the mine Tacaza was made. However, this expedient no contains the design of the final pit that limited the ore reserves profitable, the pushbacks, the projections of the dumps and strategic planning productions. All these items are elements that belong to long planning and that their absence has generated, consequently, that the first total profit of the Tacaza mine be deficient. Likewise, it has been others adverse aspects such as: over estimation of the reserves, difficulties in the "blending" of the ore, conflicts in the flow of mining, lack of long-term operational objectives to guide the operation, fleet of mining equipment that does not match production needs, and a lack of projection of dumps. The objective of this research study was to optimize long term planning using the Gemcom Whittle and MineSight software to improve the total profit of the Tacaza open-pit mine. For this, this research was of the type applied with a non-experimental, transversal-descriptive design, in which a long-term planning was designed and developed using the Gemcom Whittle and MineSight softwares for the Tacaza mine. With this long-term planning, it was possible to obtain a final pit that has 3'244,708 TM of ore with an average grade of 1.27% Cu as mineable reserves; 5 mining phases that are distributed in the south, central and north zones; 4 dumps designed to deposit 2,872,952 MT of waste; a strategic planning of the production where it was estimated 8 years of life with an operating profitability of US\$ 43'466,233; and a calculation of equipment to be used in the mining operation. All these elements together, improved the total profit of the Tacaza open-pit mine by estimating a NPV equal to US \$ 4'960,628 and a TIR equal to 18%.

Keywords:

Optimize, long-term planning, planning elements, MineSight, Tacaza mine.

PREFACIO

El 18 de marzo del 2010 CIEMSA inicia un programa de perforaciones diamantinas sistemática con malla de 20 x 25 metros en la mina Tacaza con la máquina de perforación diamantina “La Explorer JR-60E” con un diámetro BTW. Esta campaña de perforación tuvo tres etapas: la zona central, la zona sur y la zona norte. De los cuales se perforó 388 sondajes diamantinos. En base a estos sondajes más la inclusión de los sondajes TRC se realizó el inventario de reservas en enero del 2012, en el que se detalló 5'036,600 TM con una ley promedio de 1.30 %Cu. Esta estimación de “reservas” dio una primera valorización de la mina Tacaza con el que se inició el minado en el 2011.

No obstante, dentro del expediente donde se detalla el cálculo e inventario de reservas por el método de perfiles y cortes, no se incluye ningún pit final, ni las fases de minado, ni un planeamiento estratégico de la producción, ni la proyección de botaderos, ni mucho menos un cálculo y dimensionamiento lineados a los objetivos operacionales, es decir: El planeamiento a largo plazo está ausente.

Aun así, la mina Tacaza entro en operación siguiendo un lineamiento direccional conveniente del mineral en base a secciones, los cuales generan un área, supuestamente rentable, donde se plasma los diseños de los tajos operativos realizados en AutoCAD. Esta empírica e improvisada práctica trajo problemas dentro de la operación diaria de minado tales como: sobre estimación de reservas, conflictos en el flujo de minado, dificultades en el blending de mineral, problemas en la recuperación metalúrgica, equipos de minado en stand by innecesario, aumento en los costos de minado por la reubicación de botaderos mal proyectados y falta de proyección de futuros botaderos.

El objetivo de esta investigación es optimizar el planeamiento a largo plazo usando los softwares Gemcom Whittle y MineSight para mejorar la valorización de la mina a tajo abierto Tacaza. Este objetivo principal se buscara plasmar haciendo uso de la Investigación Aplicada, en base a datos recolectados limitando las muestras y la población mediante el diseño de investigación No Experimental, Transversal – Descriptivo; pues todos los datos a utilizarse fueron recolectados de los años operativos

2012 - 2013 y comprendieron: Costos de mina y planta, análisis de precios, los sondeos diamantinos, estado topográfico de la mina, etc. Sin embargo, el alcance de este estudio de investigación tan solo es Descriptiva, pues las soluciones a obtener no serán aplicadas para resolver el problema real dentro de la mina Tacaza.

Para lograr el objetivo principal de esta investigación, se deberá conciliar las restricciones operativas y condiciones de mercado haciendo uso de los softwares mineros Gemcom Whittle y MineSight, esto nos permitirá obtener: El pit final, donde se limite y detalle las reservas de mineral y su respectiva ley o calidad; las fases de minado, que nos otorgue una amplitud en el minado para tener un buen flujo de minado; los botaderos, donde se proyecte zonas permanentes para el apilado del desmonte proveniente de las fases minado al menor costo y que facilite el flujo de minado; un planeamiento estratégico de la producción, en donde se manifieste correctamente los objetivos operacionales y en el cual se concilie el pit final, las fases de minado y botaderos para obtener un plan de minado por cada año de vida de la mina de acuerdo a las particularidad de la mina Tacaza; un cálculo de la flota de equipos de minado, que emparejen las necesidades de producción optima de la mina Tacaza con el número de equipos de minado en cada operación unitaria.

Todo este proceso de diseño y cálculo, deberá lograr una óptima valorización de la mina Tacaza.

CAPÍTULO I:

INTRODUCCIÓN

1.1. Descripción de la Realidad Problemática:

La mina Tacaza, es la única unidad operativa en tajo abierto de la empresa minera CIEMSA. Tras sus inicios operativos, la mina Tacaza comenzó con una capacidad de tratamiento de mineral de 570 toneladas por día, extrayendo su mena principal calcosina (cobre), de dos tajos pequeños nombrados como tajo central y tajo norte, con dos excavadoras de 1.88 y 2.5 m³, además con 6 camiones de 15 m³.

El yacimiento de la mina Tacaza es un manto que tiene como mena principal la calcosina en una potencia promedio de 25 metros en altura y el cual se extiende de sur a norte. Para calcular el potencial del yacimiento Tacaza se realizó las estimaciones de sus recursos con el empleo de la técnica clásica conocida como “Método de Perfiles y Cortes”. Esta estimación lo realizó el ingeniero Gonzales (Gerente de Geología en el año 2011).

El método de perfiles y cortes que proporcionó un detalle global del tonelaje de mineral y la ley promedio del yacimiento, con el cual se hizo **la primera valorización de la mina Tacaza**. No obstante, la información obtenida por el método de perfiles y cortes, solo proporcionó referencias de la calidad y cantidad de los recursos mineral, mas no aportó un diseño de la mina que permita una correcta extracción de los recursos.

La falta del diseño de la mina implicó que:

La Valorización de la mina Tacaza sea deficiente; pues la mina Tacaza carece de un planeamiento a largo plazo en el que se concilie de manera satisfactoria las restricciones operativas de mina (extracción) - planta (procesamiento) y las condiciones de mercado (precio y costos) con la información geológica, por lo tanto la primera valorización por el método de perfiles y cortes es DEFICIENTE. Esta deficiencia en la valorización ha repercutido negativamente en la operación de minado en los siguientes puntos:

- ✓ **La sobre estimación de reservas,** puesto que no se ha diseñado el pit final, en donde se limita y engloba el recurso mineral que es económicamente rentable y que toma así la definición de reserva. Según refiere Lerchs y Grosman (1964) un bloque de mineral para ser considerado reservas no solo debe pagar por su costo de extracción, sino también del material estéril que lo cubre. Al no existir un pit final, los recursos minerales son sobre estimados, pues según el reporte por el método de perfiles y cortes hay 5.3 millones de toneladas de mineral con una ley promedio de 1.25 % Cu. Pero en este cálculo de recursos (mal denominados reservas) no se tuvo en cuenta el ángulo de talud del pit que genera una dependencia directa con la cantidad de estéril a remover, ni tampoco la operatividad del pit, que incrementa la cantidad de estéril por la inclusión de rampas y bermas.
- ✓ **Falta de las fases de minado y la secuencia de minado,** lo que se hace en la mina Tacaza es seguir un lineamiento direccional conveniente del mineral en base a secciones, los cuales generan un área, supuestamente rentable donde se plasma los diseños de los tajos operativos realizados en AutoCAD. Estos tajos operativos temporales no tienen fundamento económico alguno ni toman en cuenta el flujo de minado: Las fases de minado deben estar fundamentados en base a las técnicas de diseño de (Lerchs, Grosman y Kennet, 1964).
- ✓ **Conflictos en el Flujo de Minado,** al no existir las fases de minado, no se tiene una correcta proyección del minado de material, por lo que la relación estéril/mineral llega a extremos ciertos periodos, es decir, en ciertos meses del año se minaba exclusivamente desmonte o exclusivamente mineral, lo cual perjudica al flujo de minado. Esto a su vez genera falta de stock de mineral. Una variable vital para el planeamiento a corto plazo.

- ✓ **Dificultades en el Blending del Mineral;** sin fases de minado, también se pierde amplitud operativa, es decir, el mineral no cuenta son suficientes frentes de minado, como consecuencia, hay periodos en los que se procesa solo mineral de alta ley o peor aún mineral de baja ley, haciendo que el blending se vea perjudicado, esto como consecuencia implica que la recuperación metalúrgica se vea afectada.
- ✓ **Objetivos operacionales a Largo Plazo Inexistentes,** al carecer ello, no hay un lineamiento que guie el planeamiento a corto plazo, pues así como refiere Morales (2011) el requerimiento de la producción en el corto plazo se guía de los objetivos operacionales del largo plazo.
- ✓ **El número de equipos de la flota de minado no empareja con las necesidades de producción;** si bien es cierto que la empresa CIEMSA paga por uso horario de cada equipo a COEMPISA (contrata de mina), por lo general hay equipos que solo laboran parte del día, hay otros que están en stand by innecesario como el Track Drill y los camiones de transporte. Esto, aparentemente, no genera un costo a corto plazo, pero si generan un costo a largo plazo; ya que el tiempo perdido es un costo que se paga al largo plazo con el valor presente neto u obligaciones bancarias.
- ✓ **Falta de proyección de botadero;** los botaderos en tiempos pasados han sido reubicados, generando un costo de minado innecesario. La capacidad del único botadero ya está llegando a su límite y es más aun preocupante la disposición de futuros botaderos, que está totalmente ausente, es decir que no se cuenta con una proyección de material de los futuros tajos. Esto también afecta al flujo de minado.

1.2. Formulación del Problema:

¿Es posible mejorar la valorización de la mina a tajo abierto Tacaza optimizando el planeamiento a largo plazo usando los softwares Gemcom Whittle y MineSight?

1.3. Objetivos de la Investigación:

1.3.1. Objetivo general.

Optimizar el planeamiento a largo plazo usando los softwares Gemcom Whittle y MineSight para mejorar la valorización de la mina a tajo abierto Tacaza.

1.3.2. Objetivos específicos.

- ✓ Realizar el planeamiento a largo plazo de la mina Tacaza utilizando los softwares mineros Gemcom Whittle y MineSight para conciliar las restricciones operativas y las condiciones de mercado.
- ✓ Evaluar la valorización de la mina Tacaza habiendo obtenido el planeamiento a largo plazo acorde a la realidad de la mina a tajo abierto Tacaza.

1.4. Justificación de la Investigación:

Según refieren Peirano y Gonzales (2011) el planeamiento a largo plazo es la base para realizar un minado óptimo de cualquier proyecto minero, porque aquí se citan todos los parámetros técnicos, económicos y socio-ambientales, las cuales han sido conciliadas adecuadamente para obtenerse los límites de minado, la cantidad de reservas y ley promedio del mineral de interés, etc. Los cuales se utilizan para realizarse una evaluación económica correcta del proyecto. Cabe decir que un proyecto minero debe invertir en estudios y evaluaciones antes de comenzar la operación de extracción, porque ello le permitirá evitar pérdidas económicas por erróneas o someras estimaciones.

Existen otros estudios como de Muñoz (2012), que ilustran como el diseño geométrico de las fases de minado afectan la valorización inicial del planeamiento a largo plazo, a medida que las fases van minándose, es decir que la geometría del pit se hace más profunda. Entonces, sucede que en algunas minas, aun teniendo un planeamiento a largo plazo y tras el minado de sus fases, se pueden presentar variación en la valorización inicial. Por ello, ¿Qué se puede esperar en la mina Tacaza que carece de un planeamiento a largo plazo?

En este estudio de investigación es pues importante para la mina Tacaza, ya que mejorara la valorización de la mina estimada únicamente con el cálculo de recursos mineros que no están contenidas dentro de un Pit Shell. Para ello, se describirá el proceso de conciliación de las restricciones operativas y las condiciones de mercado (conocidos también como parámetros técnicos-económicos) usándose en conjunto los softwares mineros Gemcom Whittle y MineSight para obtener los elementos de la planificación minera a largo plazo como: El pit final, las fases de minado, los botaderos, el planeamiento estratégico de la producción y el dimensionamiento de la flota de equipos, ello de acuerdo a la realidad propia de la mina Tacaza. El desarrollo de estos elementos; permitirá saber: la cantidad de las reservas minables, su ley promedio, el límite de minado, los lugares donde han de disponerse los botaderos, un planeamiento estratégico de la producción donde se detalle los objetivos operacionales y el plan de producción por periodo y el dimensionamiento de equipos que ha de utilizarse para cumplir con los objetivos operacionales; esto en síntesis mejorara la valorización de la mina a tajo abierto Tacaza.

1.5. Limitaciones del Estudio:

Las limitaciones de este estudio básicamente son:

- ✚ Los resultados de esta investigación no serán implementados para resolver los problemas dentro de la operación real de la mina Tacaza, no obstante, este estudio se presenta como una solución alternativa, ya que el tesista dejo de laborar en dicha empresa minera, por lo que los resultados no pueden ser implementados.
- ✚ Si bien es cierto que, toda la data de la mina Tacaza es fidedigna y amplia; la mina Tacaza, al ser una pequeña mina a tajo abierto, no tiene estudios geotécnicos y geomecánicos que son relevantes para el diseño geométrico de los pits operativos y los botaderos. Los diseños de los pits, botaderos y demás ítems se realizaron siguiendo recomendaciones empíricas, operativas y paramétricas, asimismo los diseños se alinean a las recomendaciones del D.S. N° 055- 2010 – EM, exceptuando la parte los estudios geotécnicos y geomecánicos.

- ✚ Los estudios geotécnicos y geomecánicos deben ser realizados por especialistas en el área, no obstante, el realizar tales estudios debería partir de la mina Tacaza, cosa que en la realidad no se da. Por tal motivo, obtener los datos geotécnicos y geomecánicos, escapan de la posibilidad y alcance de este estudio.

1.6. Viabilidad Del Estudio:

Esta investigación es viable, pues dispone de los recursos necesarios para llevarla a cabo.

a) Viabilidad técnica:

Es viable técnicamente pues se cuenta con todos los datos necesarios de la mina Tacaza para realizar la investigación, además se posee licencias académicas de los softwares, tanto de Gemcom Whittle 4.4 como de MineSight 7.0.

b) Viabilidad económica:

Es viable económicamente, ya que solo se necesita recursos económicos que el tesista cubre con todas sus posibilidades.

c) Licencia empresarial:

La empresa ha dado consentimiento del uso de sus datos para esta investigación.

CAPÍTULO II:

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la Investigación:

Se tienen los siguientes antecedentes para esta investigación:

Muñoz (2012): La presente investigación tuvo por objetivo describir e ilustrar como el diseño geométrico de las fases de minado afectan la valorización inicial del plan de minado a largo plazo, a medida que las fases van minándose, es decir que la geometría del pit se hace más profunda. La conclusión más resaltante es: En el proceso tradicional de planificación, hay una diferencia entre el costo promedio proyectado en el plan de minado para la valorización y el costo real dentro de la operación de minado. Ya que el costo real tiene un comportamiento **variable en el tiempo** que es importante entender y el cual dependerá de la ubicación de los destinos, la conexión de rampas, el paso de las fases y el proceso de avance de las fases operativas de minado. El costo de minado más afectado es el de carguío y transporte que variará en el tiempo cerca de un 20% y que el cual representa más del 50% del costo de minado. Para minimizar la variación del costo de carguío y transporte, el diseño geométrico de las fases de minado se convierte en una herramienta significativa para reducir el desfase entre los costos estimados y los costos reales de carguío y transporte.

Peirano (2011): La presente investigación tuvo por objetivo desarrollar una metodología y una herramienta que permitan definir un pit final incorporando las restricciones de capacidad y las condiciones de incertidumbre asociadas al recurso geológico. Las conclusiones más resaltantes de este estudio son: a) La dimensión de los

pits finales muestran una fuerte dependencia con la restricción capacitaría impuesta; es decir, una capacidad mayor genera mayor valor en el flujo de caja, ya que los bloques se minan en el menor tiempo posible y por ende la dimensión del pit final será mayor; por otro lado una capacidad menor implica lo contrario; b) Asimismo, incorporar la incertidumbre geológica dentro de la optimización del pit final, puede hacer que la dimensión del pit se vea afectada; es decir, la extensión de la malla de perforación diamantina que juega un rol importante en la confiabilidad de los recursos minerales conlleva dos situaciones extremas: Mayor extensión de la malla → menor confiabilidad, lo que implica que la dimensión del pit final sea menor; y una Menor extensión de la malla todo lo contrario. Así pues, el pit final no solo debe usar el algoritmo de LG, sino que también debe tener en cuenta la capacidad y la incertidumbre geológica.

Gonzales (2010): La presente investigación tuvo por objetivo describir, analizar y estudiar cada una de las etapas y/o pasos que se deben de llevar a cabo para hacer el diseño de mina y el cálculo de las reservas minables de un determinado yacimiento. Las conclusiones más resaltantes de este estudio son: I) Es importante conocer: La información geológica – geotécnica del yacimiento así como los parámetros técnicos y económicos del proyecto, ya que esta recopilación de información permitirá diseñar: un óptimo pit final, adecuadas fases de minado y elaborar un buen plan minado. II) Un buen plan de minado garantiza un óptimo NPV, para ello, el pit final y las fases de minado deben ser diseñado con técnicas y algoritmos adecuados. III) Los equipos de minado en todas las minas grandes del Perú, tienen una cierta estandarización en cuanto al uso de camiones de la misma capacidad, las Pala y Perforadoras, sin duda la mayor variabilidad se da en yacimientos medianos o pequeños. Esta estandarización permite que la selección de la Flota de Equipos, a base de datos paramétricos, sea más confiables y con menor variación en cuanto a rendimiento y costos.

2.2. Marco Teórico:

2.2.1. La planificación minera a largo plazo.

Trillo (2011) refiere que la Planificación de Largo Plazo es básicamente una planificación conceptual donde se establece la estrategia global de la empresa, para un

horizonte superior a los cinco años y que va hasta el agotamiento del yacimiento. Una de sus características es la flexibilidad que presenta para la toma de decisiones (bastante alta), vale decir que es posible introducir cambios estructurales en la concepción del negocio, si así lo requiera el plan. Asimismo, BS Consultores (s.f.) afirma que la planificación minera a largo plazo debe reunir atributos de alta relevancia que es necesario asimilar, aceptar, y considerar en cada una de sus tareas constitutivas, tales atributos son:

Coherencia → Sistemático → Dinámico

2.2.2. La información geológica.

Gonzales (2010) sostiene que la información geológica para la planificación minera a largo plazo es necesaria y fundamental, sin ella solo se podría hacer intentos y con seguridad el resultado no sería exacto, lo mismo puede suceder si es que la información geológica no es correcta o esta errada, esto suele suceder con los taladros o una gran variación o errada interpretación de los límites geológicos. Por ello, es importante reiterar que todo el trabajo posterior al del geológico, como la planificación minera a largo plazo, depende de este, a nivel mundial se han dado muchos casos de cálculo de reservas errados, como consecuencia de una mala colección y/o interpretación de los datos. De acuerdo a Gonzales y Chura (2010) este proceso lo podemos sub dividir en 3 grupos:

2.2.2.1. *Las exploraciones diamantinas.*

La exploración por sondeos diamantinos tiene por objetivo fundamental, determinar la presencia o ausencia de zonas mineralizadas y obtener una idea preliminar del contenido y el tamaño que tienen dichas zonas mineralizadas. En la exploración e investigación de yacimientos, los sondeos se llevan, habitualmente, desde la superficie y solo en caso en que la mina esté preparada o en desarrollo se puede proceder a la ejecución de sondeos desde labores subterráneas (Bustillo y López, 1997).



Figura 2.1.: Logueo en una perforación diamantina de la Mina Toquepala.

Fuente: Mina Toquepala.

La perforación con obtención de testigo continuo sigue siendo la herramienta más versátil y utilizada, dado que es capaz de perforar en cualquier ángulo y obtener testigos continuos en un rango de profundidades que pueden superar los 1,500 metros.

2.2.2.2. *La interpretación geológica.*

La interpretación geológica de un yacimiento es un proceso sistemático – recreativo, diferente del logueo diamantino, ya que este proceso es llevado a cabo dentro de un software o paquete minero-geológico o realizado a mano. La finalidad es representar por medio de un diseño estandarizado todas las características, implicancias, descripciones y datos obtenidos en pasos anteriores dentro de un software o en planos borradores hechos a mano, lo cual nos permita realizar la interpretación y evaluación matemática del respectivo yacimiento.

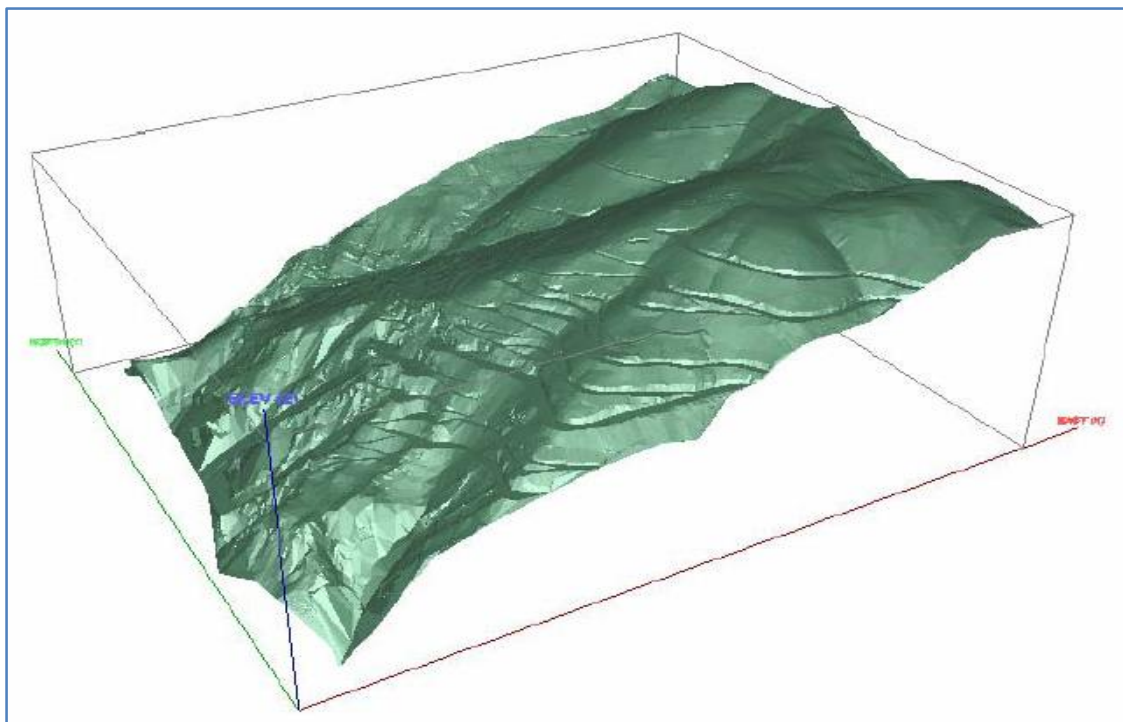


Figura 2.2.: Modelamiento digital del terreno dentro del software Gemcom.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

La selección del dimensionamiento del modelo de bloques también se realiza en esta etapa, según las secciones diseñadas y las características propias del yacimiento.

2.2.2.3. *El modelo de bloques.*

BS Consultores (2009) manifiesta que el modelo de bloques, es un matriz tridimensional que se logra diseñar al dividir un cuerpo geológico en sub bloques de igual tamaño y forma. Cada bloque específico es capaz de almacenar características intrínsecas del yacimiento como: Leyes, tonelajes, densidades, costos, aspectos estructurales, aspectos técnicos, etc. Tales datos son utilizados para diseñar, estimar y planear el depósito en estudio.

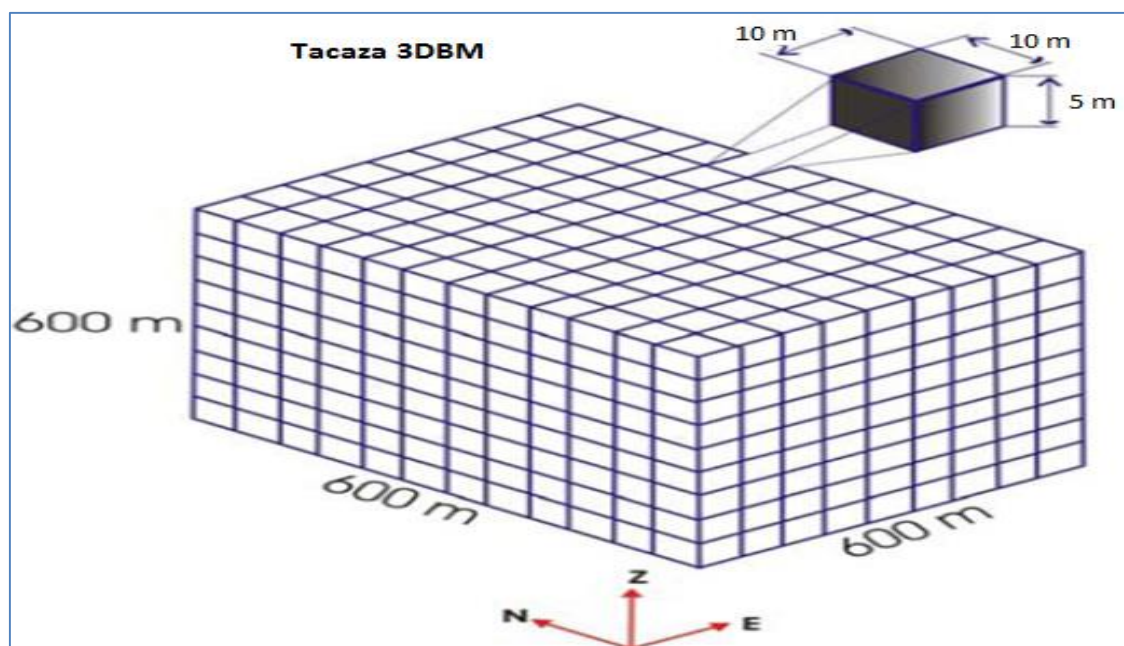


Figura 2.3.: Matriz ilustrativa de un modelo de bloques en 3D.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

Cabe recalcar que el modelo de bloques es el fin u propósito de la información geológica, ya que, tras finalizar este proceso, recién se puede iniciar con la planificación minera a largo plazo (Gonzales, 2010).

2.2.3. Los parámetros técnicos – económicos.

Chura (2017) refiere que los parámetros técnicos-económicos se deben obtener paralelamente a la información geológica. Estos datos serán utilizados para el diseño de los tajos, botaderos, vías de acceso, etc., los cuales, generalmente, son estimaciones basadas en estudios y recopilación estadística de otras operaciones mineras, por lo que estos datos están sujetos a corrección por la aparición de nuevas tecnologías (influyentes en los costos), nuevas reservas (futuras expansiones) y condiciones del mercado (precio del metal, leyes nacionales, regulaciones ambientales, políticas nacionales e internacionales, etc.), por lo que difícilmente podemos decir que nuestro diseño de mina se comportará tal cual lo hemos planteado en la etapa inicial. En otras palabras debemos decir que el diseño final de una mina con seguridad será modificado al ir incorporando información fresca en las bases de datos.

2.2.3.1. *Los parámetros económicos.*

BS Consultores (2009) afirma que los parámetros económicos comprende: i) A los precios de los metales, que oscila constantemente en el mercado internacional, por ello, para un proyecto minero no puede tomarse en cuenta el precio actual, sino que debe realizarse un análisis de estos precios revisando las estadísticas de los precios de años anteriores; ii) A los costos que tendrá el futuro proyecto, los cuales deben recopilarse mediante técnicas paramétricas, ajustándolo y actualizándolos (de acuerdo a la condición del mercado) al proyecto en evaluación para un mejor performance. En operaciones mineras, estos costos pueden agruparse en varias unidades, los cuales son: Costos de exploración, costos de minado, costos de procesamiento y concentración, costos de servicios generales, costos generales y administrativos, y los gastos de venta, transporte y refinación. Con estos dos elementos económicos podrán derivarse otros parámetros como las leyes de corte, las posibles reservas minerales y la inversión necesaria para el proyecto.

2.2.3.2. *Los parámetros técnicos.*

Son estándares de diseño que se derivan a partir de las características geológicas del yacimiento y estándares internacionales y nacionales de seguridad. Según Calder, Koniaris y Mccann (1996) los parámetros técnicos se agrupan en dos grupos, de acuerdo a su aplicación. Estos son: los parámetros de minado y los parámetros de planta concentradora.

2.2.3.2.1. *Los parámetros de minado.*

En el minado a tajo abierto se debe cumplir con ciertas condiciones geométricas, físicas del terreno y operativas, las cuales deben ser favorables para la explotación por este método y no implicar accidentes o retrasos en la producción.

Los parámetros de minado se pueden sub dividir en dos grupos o factores, los cuales deben ser evaluados y aprobados, estos son:

A) Factores Seguridad o Geomecánicos: Tenemos:

- a) El ángulo OverAll o el ángulo del pit final.
- b) La altura de banco.
- c) Angulo de cara de banco o talud de banco.
- d) Ancho de Berma.
- e) Ancho y pendiente de rampa.
- f) Angulo inter-rampa.
- g) Altura del muro de seguridad.
- h) Angulo de reposo del botadero.
- i) Ancho y altura de los lips.
- j) Altura total del botadero.
- k) Ancho de vías.
- l) Ancho de minado.

B) Factores Operativos: Tenemos:

- 1) La producción de mineral por parte del minado, que estará condicionado por la capacidad de la planta + el stock mínimo.
- 2) La calidad de mineral, que estará condicionada por la ley de cabeza del mineral que debe ser tratado en planta.
- 3) La remoción de desmonte, el cual depende directamente del ángulo Overall, que se traduce en la relación E/M.
- 4) La producción de material mínimo, que será la suma de: La cantidad de mineral necesario, demandado por planta, + la cantidad de desmonte necesario para extraer una tonelada de mineral.

Estos datos, también, nos permitirán establecer la cantidad de equipos de producción necesaria para cumplir la producción, claro que ello también debe ser combinado con los índices operativos.

2.2.3.2.2. Los parámetros de planta concentradora.

El proceso de beneficio es distinto en cada proyecto, el cual depende de las características del yacimiento y del mineral económico. Existen procesos de flotación, lixiviación y gravimétricos. Los parámetros que han de tenerse en cuenta en este rubro son netamente operativos, los cuales son:

- a) La capacidad de tratamiento del proceso de concentración.
- b) El porcentaje de recuperación de mineral. Para cada proyecto será único y se expresa en %.

2.2.4. Diseño de minado en yacimientos tipo manto.

Así como refiere la BS Consultores (2009) no necesariamente explotaremos tajos en cuerpos o yacimientos masivos, sino que nos podríamos encontrar frente a otros yacimientos como: los tabulares (mantos y sistema de mantos) y los cuerpos satélites.

Los yacimientos tipo manto se pueden clasificar de acuerdo a: Según su génesis geológico y según su emplazamiento geométrico.

- Según su génesis geológico: En este caso se pueden existir dos variedades: Manto único y sistema de mantos.
- Según su emplazamiento geométrico: En este caso también pueden existir dos variedades: Horizontales e inclinados.

Atendiendo estas dos características se pueden encontrar una variedad de yacimientos tipo manto de acuerdo a la combinación de características.

2.2.4.1. *Diseño de los tajos en manto único – horizontal.*

Si bien es cierto que la geometría de los tajos en los pórfidos, por lo general, muestra cierta tendencia en una dirección, no obstante siempre la relación entre el largo del tajo y su propio ancho es pequeña (1 a 2). Mientras que la geometría de los tajos en los mantos y los cuerpos satélites puede ser variable y dependerá de la topografía donde se emplace el yacimiento. Es por ello que, ante la presencia de un cuerpo mineral con características de Manto Único - Horizontal, se tiene que la principal característica que

definirá nuestra explotación es la **Topografía**, ya que si se tiene un yacimiento con una potencia constante (aproximadamente), las condiciones de explotación quedan sujetas a la **distribución de leyes y al contorno de la superficie**. La secuencia de explotación se definirá en función de la distribución de leyes del yacimiento. De acuerdo a estas consideraciones se analizarán dos posibilidades así como asevera BS Consultores (s.f.):

2.2.4.1.1. Caso 1 - Distribución de leyes constantes.

Suponiendo que la distribución de leyes es constante, el problema con el que quedara sujeto el diseño de los tajos solamente se ceñirá a las condiciones topográficas. En este caso se pueden presentar tres tipos de variación en el minado:

a) **Topográfica Llana:**

Se tiene una condición como se ve en la siguiente figura:



Figura 2.4.: Manto con potencia relativamente constante con profundidad baja.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

Se puede observar que la elección del punto de inicio de la explotación se puede elegir en cualquier lugar (para el caso da lo mismo), lo más probable es que se elija en el sector en que la superficie esté más cerca del cuerpo.

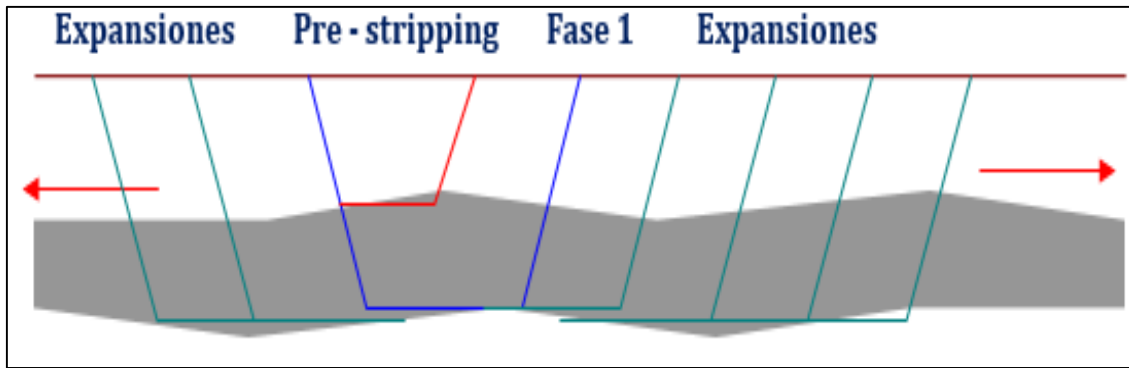


Figura 2.5.: Expansión de las fases de minado cuasi simétricas.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

Se puede observar que la relación E/M posterior a la explotación de la fase 1 puede considerarse constante, lo cual junto con el hecho de que se tenga un yacimiento con un límite inferior definido hace suponer que la dotación de equipos necesaria para la explotación permanecerá constante y solo variará con el hecho de que la distancia de recorrido a la planta vaya variando en el tiempo. La etapa de pre producción dejará a la fase 1 con una relación E/M menor que la de las próximas expansiones, y para mantener una relación E/M constante puede ser compensado de la siguiente forma:

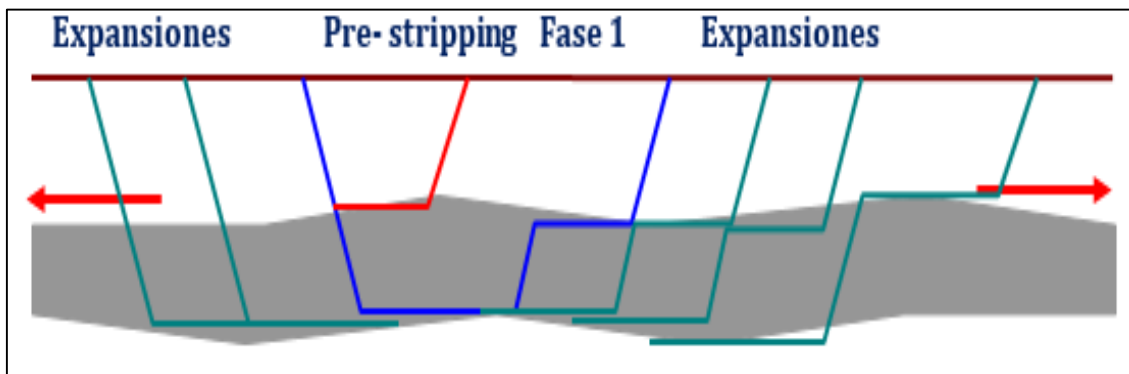


Figura 2.6.: Expansión de las fases de minado en base a un E/M .

Fuente: (BS Consultores, 2009).

De este modo se puede mantener la relación E/M constante y se puede ir regulando en función de los requerimientos de la faena. En resumen la explotación de un yacimiento de estas características resulta mucho más manejable que otros casos.

b) **Topográfica Tipo Quebrada:**

Se tiene una condición como se ve en la siguiente figura:

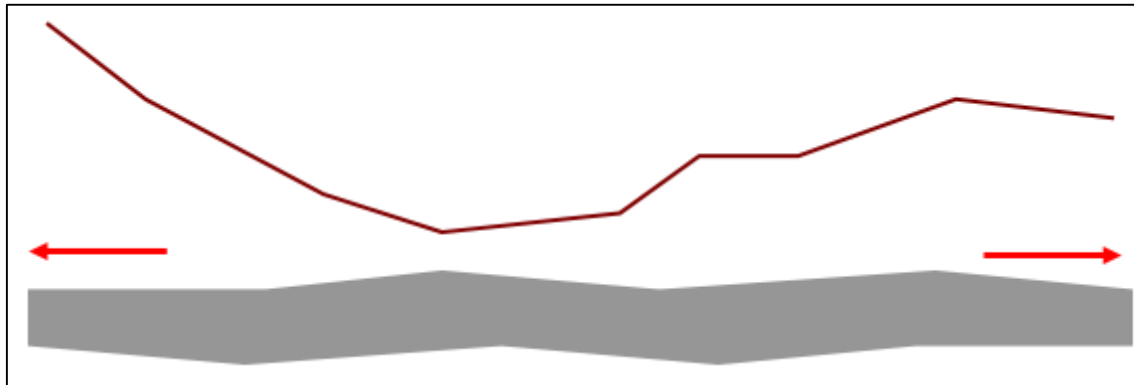


Figura 2.7.: Manto con potencia relativamente constante con topografía variable.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

En este caso se optará por iniciar la explotación en los sectores de menor profundidad.

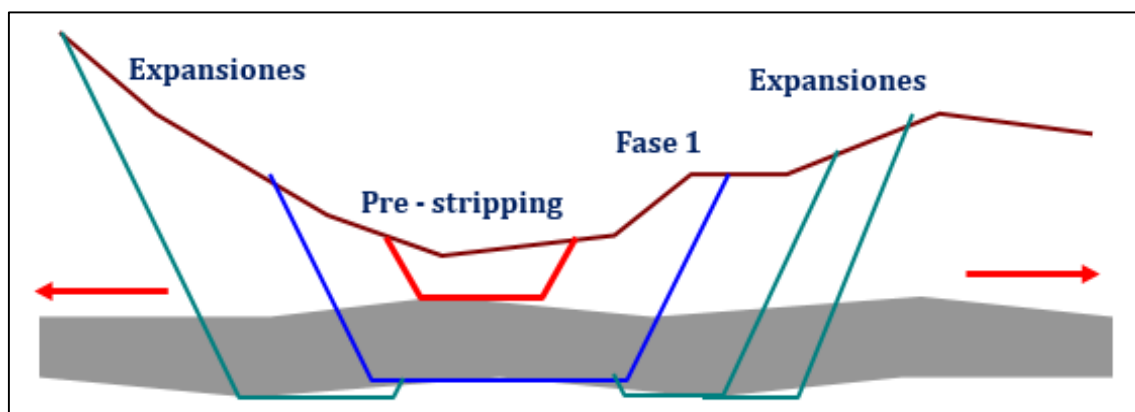


Figura 2.8.: Expansiones casi simétricas a ambos lados.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

c) **Topográfica Tipo Ladera:**

En este caso se optará por iniciar la explotación en los sectores de menor profundidad y continuar hacia el lado de mayor encape. El balance de minado puede darse con el pre stripping.

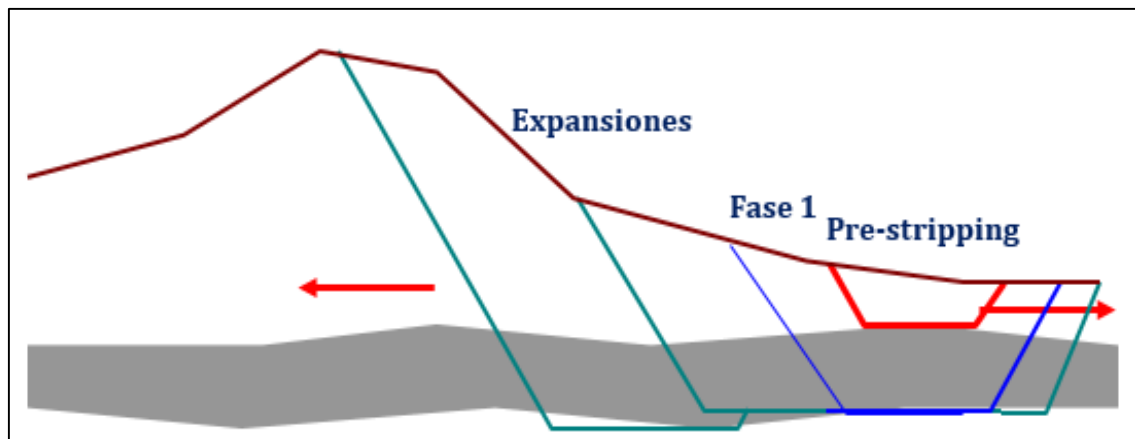


Figura 2.9.: Expansiones no simétricas. Tendencia al lado izquierdo.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

2.2.4.1.2. Caso 2 - Distribución de leyes variables.

En este caso la explotación de las expansiones adicionales estará sujeta a las condiciones de la relación E/M y al modelo económico (este dependerá de la distribución de leyes). Básicamente su característica más principal será de presentar un zoneamiento de los tajos que pueden tener expansiones laterales, ya sea izquierda o a la derecha, ello dependerá de la distribución de leyes y del encape del mineral. Asimismo puede darse el caso de que los tajos se unan para generar un único pit final, o por el contrario podría darse el caso, en el cual quedaría un sector temporalmente sin explotar (o potencialmente explotable por métodos subterráneos).

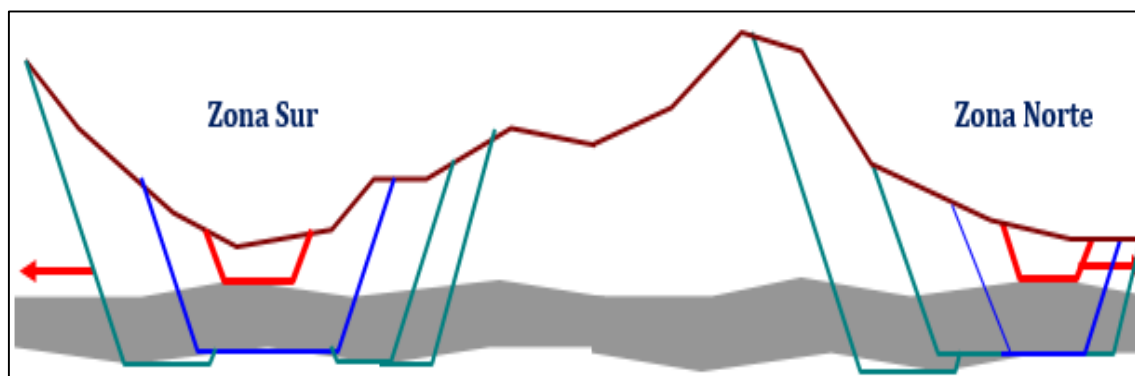


Figura 2.10.: Expansiones por zonas, pudiendo unirse o no.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

2.2.5. Elementos de la planificación minera a largo plazo.

De acuerdo a Chavez *et al.* (2010) los elementos de la planificación minera a largo plazo, son componentes intrínsecos a este horizonte de planificación; los cuales tienen la característica de ser secuenciales y a la vez ser complementarios. La finalidad del desarrollo de estos elementos es conciliar los parámetros técnicos – económicos ligados a la ejecución del proyecto minero con la información geológica del yacimiento, así, lograr obtener los límites de minado, las reservas del yacimiento, el ritmo de producción, la rentabilidad, etc. Véase a continuación el desarrollo de cada elemento.

2.2.5.1. El pit final.

A) Concepto:

El pit final es una envolvente económica que encierra y define las reservas económicas de un yacimiento. Es decir, el pit final delimita dos conceptos geológicos de un depósito, recursos y reservas. Los recursos minerales son una acumulación in situ de material con cierto interés económico, en forma y cantidad adecuada para su explotación económica actual o potencial, en cuanto a las reservas es todo aquel mineral del cual se percibe una ganancia neta cubriendo sus costos de extracción y concentración (BS Consultores, 2009).

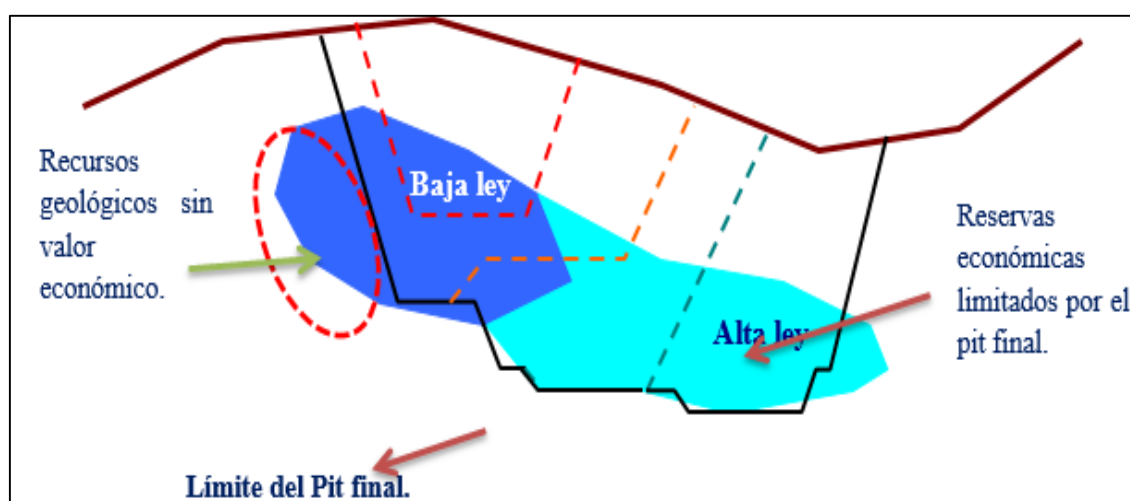


Figura 2.11.: El pit final, delimitando los recursos y las reservas de un yacimiento.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

B) Finalidad del diseño:

Para indicar la finalidad del pit final, señalaremos lo que se menciona en el Paper presentado por Lerchs y Grossmann (1964):

“Obtener el pit final (optimización), es diseñar el contorno del pit así como maximizar la diferencia entre el total del valor al extraer el mineral y el total del costo de extracción del mineral y desmonte. Teniendo en cuenta, una única restricción el cual se refiere a la geometría del pit, es decir, al ángulo de talud del pit que no puede ser excedido, y que en ciertos casos estos ángulos dados pueden variar con la profundidad del pit o el tipo de roca”

C) El proceso de diseño del pit final:

De acuerdo a Gemcom Whittle, Peirano, Calder, Koniaris y Mccann (2009) el diseño de pit final es una tarea crítica en la planificación minera, ya que es el punto de partida en la planificación a largo plazo. Este diseño está compuesto de cuatro procesos:

1) Diseño de los Pits Anidados:

Los pits anidados (pit shells) se diseñan o se determinan en base a la variación del precio del metal económico (lo cual también se conoce como sensibilización del precio). Ello se hace para verificar el comportamiento del pit final en cuanto a una exigencia de un menor precio hacia un mayor precio. Esto da como resultado una serie de pits secuenciales que se conoce en el mundo del software como “pit shells”. En Gemcom Whittle los pit shells se diseñan en forma simultánea en Gemcom Whittle, en tanto en MineSight, el pit final es diseñado primero y luego le siguen los tajos anidados (para una mejor evaluación), sin embargo ambos softwares mantienen el mismo principio básico.

2) El Diseño Del Pit By Pit Graph:

El gráfico conocido como Pit by Pit Graph, únicamente lo tiene Gemcom Whittle. Es un gráfico muy versátil y de relevante diseño, en el que se incorpora un escenario de

producción con las restricciones capacitarías del proceso de concentración y mina, además de algunos factores económicos como la tasa de descuento de mercado, del cual se obtiene un gráfico de resultados técnicos – económicos de los pits anidados.

El gráfico de Pit by Pit Graph, está compuesto de tres gráficas:

- El Best Case (o el mejor caso).
- El Specified Case (o el caso específico).
- El Worst Case (o el peor caso).

Cada grafica linear es diseñado de forma distinta en un supuesto escenario de producción, el Best Case o mejor caso de producción se diseña con principios del valor actual neto y con la secuencia de extracción por fases de minado. Por otro lado el Worst Case o el peor de caso de producción se diseñan con la secuencia de extracción a banco completo o Relación E/M descendente.

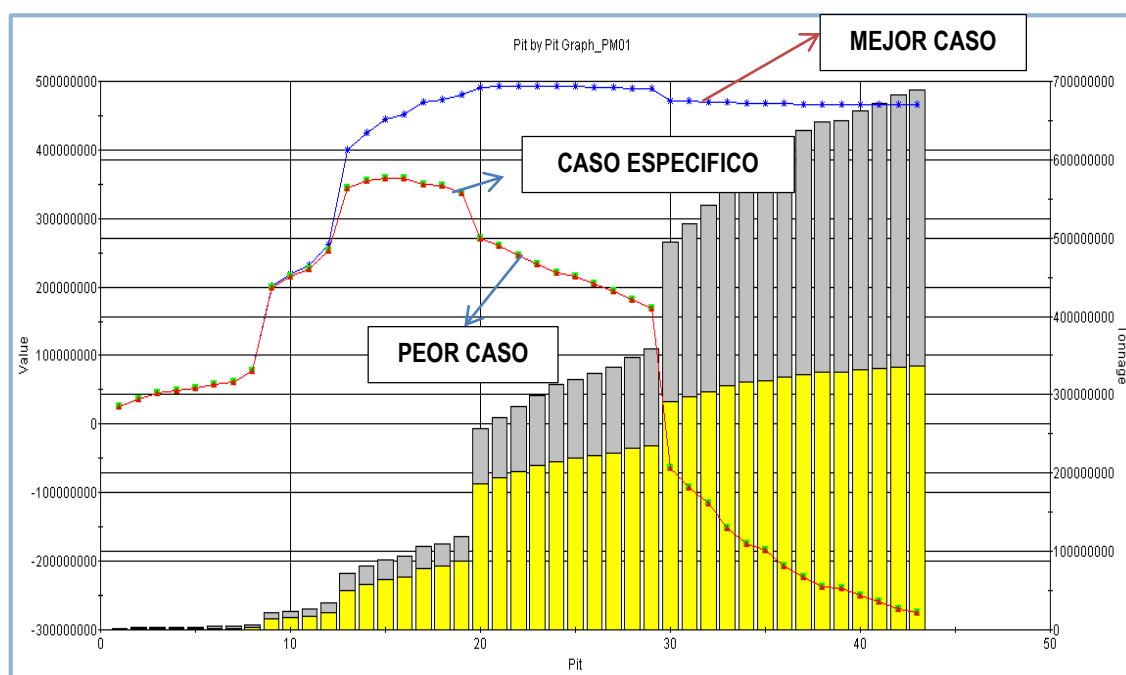


Figura 2.12.: Pit by Pit Graph por el software Gemcom Whittle.

Fuente: Gemcom Whittle (2009).

3) Análisis del Limite Final del Pit:

El análisis de límite final del pit, no solo se limita a los algoritmos de LG y FC, sino a otras variables que sufren cambio en el tiempo y también a los objetivos de optimización de planificación minera tal como: Obtener el mayor VAN u Obtener mayor recuperación de los recursos del yacimiento. Por ello, el pit final, no será necesariamente aquel que se diseñó con el precio escenario promedio, sino que puede ser otra que se ajusta a las variables de decisión.

La grafica de Pit by Pit Graph, nos ayudará a analizar el límite final del pit, a través de sus gráficas y sus reportes detallados.

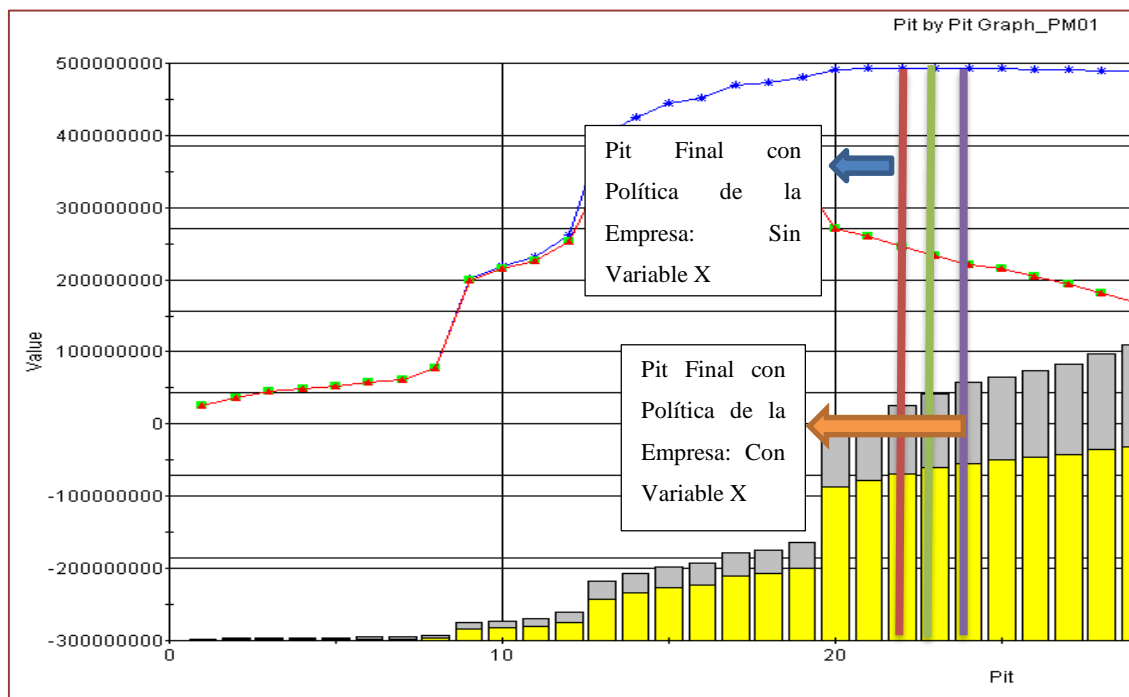


Figura 2.13.: Análisis del límite final del pit por el software Gemcom Whittle (la variable X es la responsabilidad socio-ambiental de la empresa).

Fuente: Gemcom Whittle (2009).

4) Operatividad del Pit:

Según refiere Calder, Koniaris Y Mccann (1995) que si bien el límite final de una mina a tajo abierto se determina de acuerdo a los algoritmos económicos computacionales, estos algoritmos no consideran la geometría del camino de transporte.

Incluir las vías de acceso dentro del pit económico que permitan la extracción del mineral y desmonte, fase por fase hasta llegar al pit final; así como las bermas de trabajo, ancho de minado y demás aspectos geométricos se conoce como “dar operatividad”. Consecuentemente las reservas económicas obtenidas en el pit económico se verán afectadas por su operatividad. Esta variación entre el pit económicos y el pit operativo, en cuanto a rentabilidad operativa, para pits de gran tamaño no debe ser mayor a 5%.

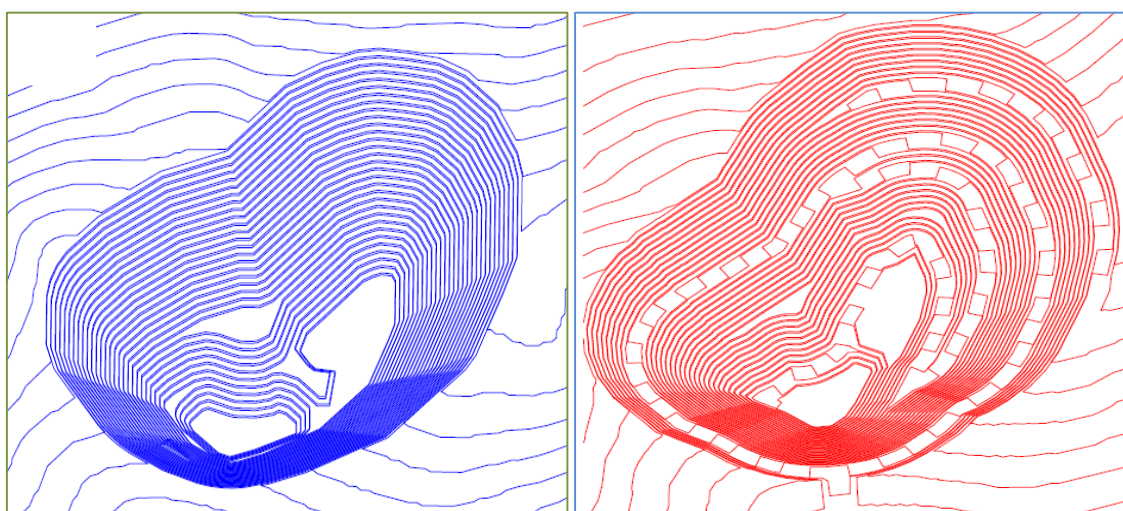


Figura 2.14.: Limite económico del pit final. A la derecha: sin incluir los accesos. A la izquierda: Con accesos

Fuente: Imagen del software Q’Pit.

D) Algoritmos para diseñar el pit final:

En la actualidad existen muchos algoritmos que se aplican para diseñar el pit final así como una amplia bibliografía sobre. Estos algoritmos van desde los clásicos hasta los innovadores o actuales. Estos son: El método de cono flotante y sus variantes, el método de Lerchs y Grossmann en 2D y el método de Lerchs y Grossmann basado en grados. De estos tres métodos aplicado el método de Lerchs y Grossmann basado en grados es un algoritmo de excelencia aplicativa, no solo por la utilización de muchos de los softwares mineros, sino que, este puede ser aplicado de manera sencilla con una base de datos, así como lo demuestra Lopez (2015). Aun así, este algoritmo posee limitaciones intrínsecas, los cuales, muchos de los métodos innovadores han tratado de compensar.

2.2.5.2. Las fases de minado.

A) Concepto:

Así como manifiestan Trillo, BS Consultores y Peirano (2011) a las fases de minado también se le denominan secuencia de extracción o estrategia de consumo de reservas, ya que establecen, de manera aproximada, la forma en que se extraerán los materiales desde el tajo, durante el período comprendido entre el inicio de la explotación hasta el final de ella (pit final). La extracción del material se realiza en sucesivos tajos intermedios, los que reciben el nombre de **Fases** o **Expansiones (Pushback)**. Esta secuencia de extracción está en función del ritmo de producción.

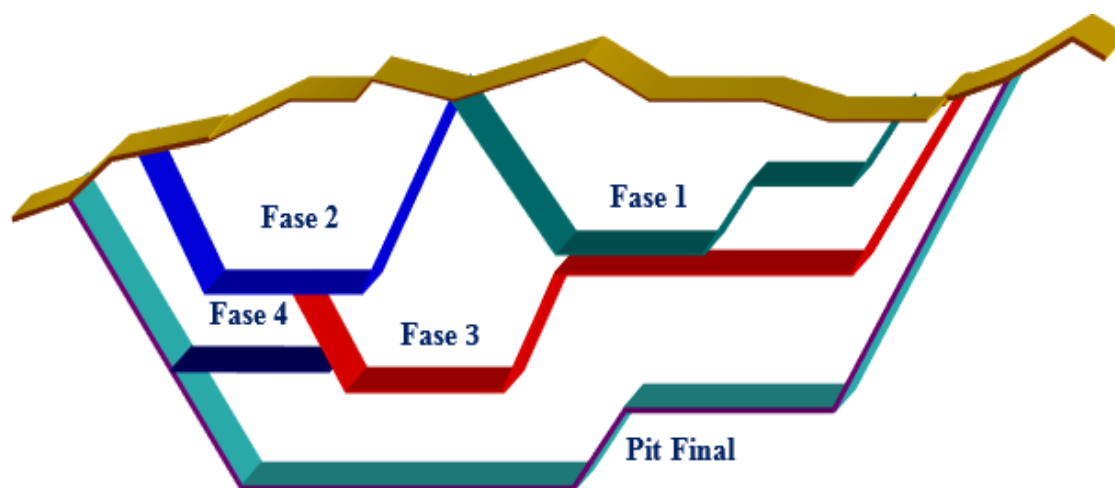


Figura 2.15.: Secuencia de minado por pushbacks.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

B) Finalidad:

Trillo, Peirano, Calder, Koniaris y McCann (2011) refieren que la finalidad de las fases de minado es establecer una secuencia de extracción óptima –aproximada en el que se tome en cuenta el tiempo calendario o periodos, los límites de capacidad de producción, tanto de minado como de planta, el costo de oportunidad y las condiciones geométricas de los pits operativos (ancho de minado); para perseguir un objetivo, ya sea obtener el máximo valor presente neto o la mayor recuperación del recursos (ello dependerá de la política de la empresa).

C) Proceso de diseño de las fases de minado:

De acuerdo a Gemcom Whittle *et al.* (2009) el diseño de las fases de minado es otra tarea crítica en la planificación minera, ya que el pit final y las fases de minado se encuentran ligados secuencialmente. Este diseño está compuesto de cuatro procesos:

1) El Escenario de Producción:

Para definir el escenario de producción que se desea disponer para extraer los recursos del pit final, antes es necesario establecer “el ritmo de producción”. Este ritmo de producción no solo debe tener en cuenta la producción de la planta (mineral), sino que también la producción de minado (mineral y estéril).

Los ritmos de producción van a establecer capacidades máximas de acuerdo al potencial de inversión, ya establecida y estudiada. Entonces un escenario de producción se establecerá con las capacidades máximas de producción más la tasa de descuento o el costo de oportunidad.

2) El diseño del Pit by Pit Graph:

El Pit by Pit Graph es el mismo para el pit final como para las fases de minado. Con la única diferencia en que en este punto va agregarse el Specified Case.

3) Análisis de la Secuencia de Minado:

El análisis de las fases de minado está estrechamente ligado a la experiencia del ingeniero de minas. Las fases de minado solo pueden diseñados en el Caso Especifico o Specified Case dentro del Pit by Pit Graph. Y deben tenerse en cuenta para su análisis y selección: a) La secuencia del valor presente neto, el cual debe ser mayor en los primeros periodos para compensar las obligaciones financieras que son altas en los inicios de la operación; b) El balance Estéril/Mineral, es decir, menor desmonte al principio, mayor desmonte en las fases intermedias y menor desmonte al final de las operaciones (el mineral es constante); c) Y el ancho de minado o la geometría del pit, el cual debe ser lo suficientemente amplia para que los equipos de producción de minado

puedan operar de manera óptima, sin que este represente problemas operativos y de seguridad.

4) Operatividad de los Pits:

Al igual que el Pit final, las fases de minado también se le deben dar operatividad. Teniendo en cuenta que para cada fase le corresponde por lo menos una entrada o acceso propio.

D) Metodología para diseñar las fases de minado:

Para diseñar las fases de minado o elegir una secuencia de minado, existen varios métodos con una metodología en común. En Trillo, Peirano, Calder, Koniaris y McCann (2011) existe una amplia bibliografía sobre estos métodos.

En resumen, acerca de la metodología en común se tiene 3 modos: I) La variación de los precios del metal con el cual el precio base del metal de interés se disminuye posibilitándose la creación de pits más pequeños que el pit final. II) La variación de las leyes de corte de acuerdo al criterio de Lane (1964) en el cual no solo se varía el precio del metal sino que también se modifica los costos de producción. III) Valor del dinero en el tiempo con el cual se trata de optimizar el valor presente neto utilizando el algoritmo de LG.

En base la metodología en común, se tiene dos tipos de métodos para diseñar las fases de minado:

1) Los métodos básicos:

Estos métodos son: Razón estéril/mineral descendente, ascendente, constante y el minado por pushback. Tres de estos métodos son ilustrativos, siendo el minado por pushback el único aplicable para el diseño operativo de las fases de minado.

Método de minado compensado o pushback:

En la actualidad y en práctica real, la mejor secuencia de extracción de estéril y mineral de un gran yacimiento, es aquella en la cual el volumen de extracción de estéril es bajo al inicio y de igual forma en el término de vida de la mina.

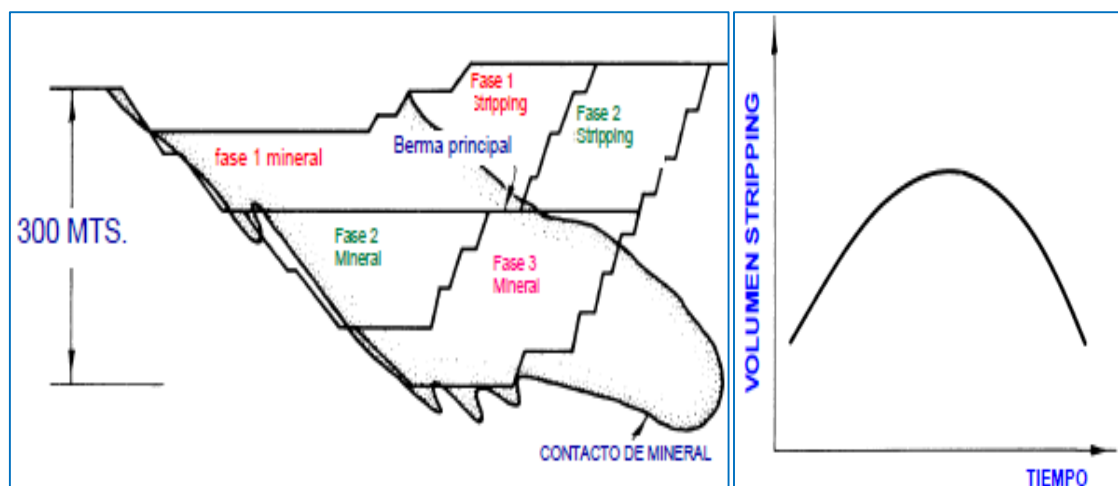


Figura 2.16.: Secuencia de extracción Compensado de fases (Pushbacks).

Fuente: (Calder, Koniaris y McCann, 1996).

2) Métodos Variantes:

De acuerdo a Gemcom Whittle y Peirano (2009) son secuencias de extracción en función de las básicas (en especial el compensado o por fases), pero que presentan una variación en base a nuevos conceptos y metodologías que se adecuan más en la práctica. Veamos un resumen de cada método:

a) *El Fixed Lead:*

Es conocida también como el método fase-banco. Su metodología se basa en la dinámica del minado por fases, pero agregando el pase o intersección de fases en un número establecido de bancos para mejorar la performance de extracción de mineral. Este pase es constante a lo largo de todas las fases de minado.

Ilustremos este concepto con un ejemplo:

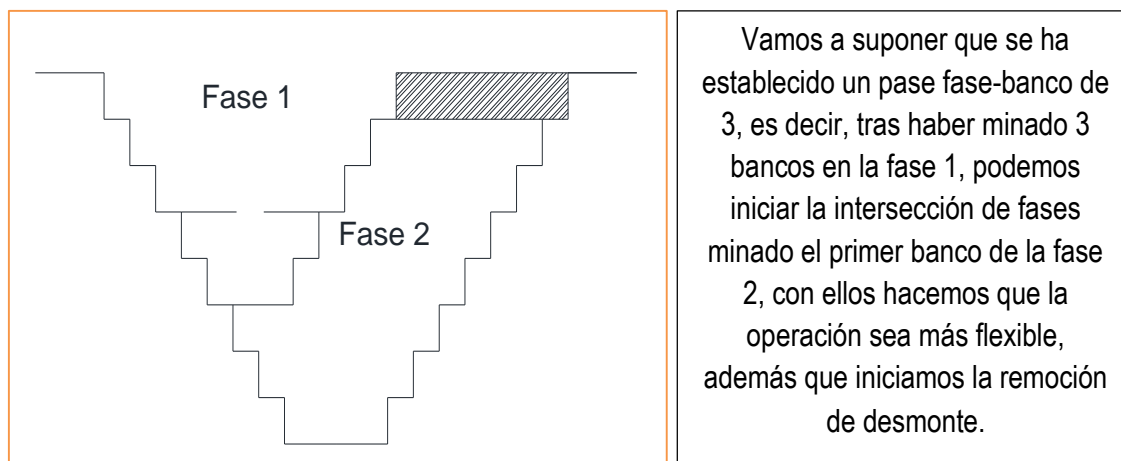


Figura 2.17.: Pase banco a fase del método Fixed Lead.

Fuente: Tesista con AutoCAD.

b) El Milawa NPV:

El método de Milawa es un método de excelencia. También su metodología se basa en la dinámica del minado por fases y el pase o intersección de fases en un número establecido de bancos para mejorar la performance de extracción de mineral. Sin embargo, este pase es variable y obedece a mejorar el valor presente neto, haciendo que su gráfica de “Caso Específico” en el Pit by Pit Graph sea próximo al Best Case.

Pero, en ocasiones, esta exigencia hace que se tergiversen los principios de la secuencia de extracción. Su adopción en la práctica, deberá ser establecida por el ingeniero Senior de Planeamiento.

Cabe recalcar, que estos métodos variantes, son los más aceptados en la actualidad, aunque hay otros en desarrollo. Y como se había mencionado, el diseño de las fases de minado, está estrechamente relacionado al diseño del pit final, por ello ambos procesos son llevados a cabo simultáneamente. Veamos una esquematización de este proceso, para finalizar:

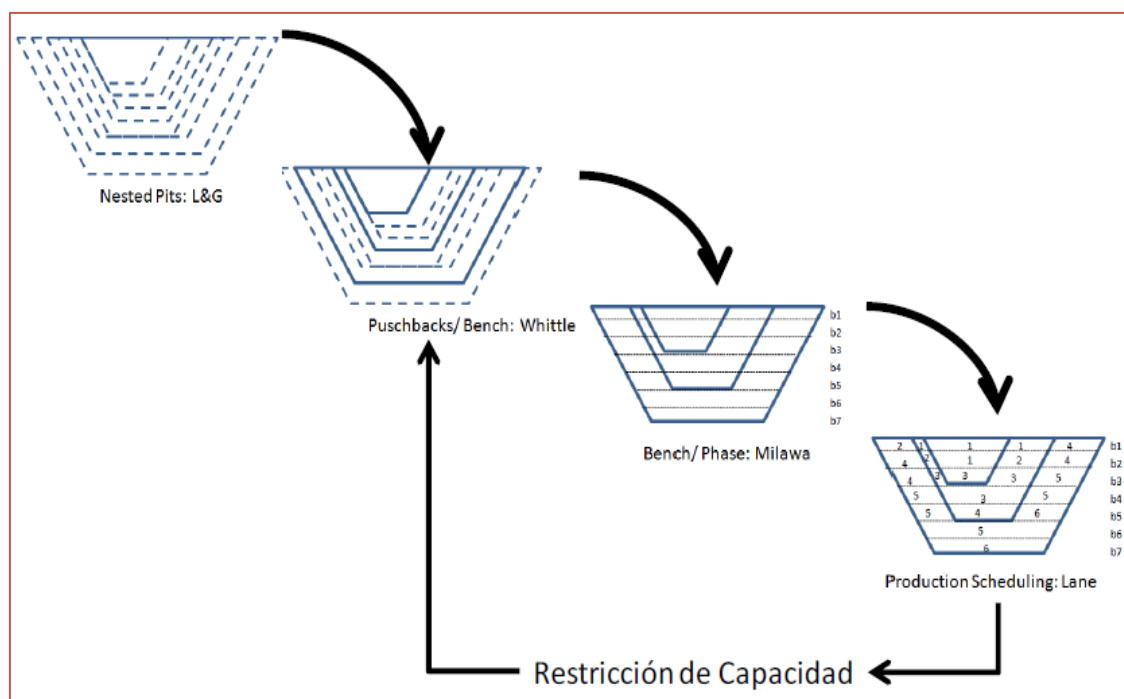


Figura 2.18.: Resumen del proceso de diseño del pit final y las fases de minado.

Fuente: Peirano (2011).

2.2.5.3. Los botaderos.

A) Concepto:

La BS Consultores (2009) refiere que el material estéril removido del tajo, debe ser dispuesto en lugares específicos y adecuados para este fin, por lo que tendremos que definir las características de estos lugares. Un buen lugar para un botadero lo constituirá el sector que cumpla de mejor manera todas las exigencias para su habilitación, tanto técnicas como económicas.

B) Finalidad:

De acuerdo a BS Consultores y Chura (2009) el propósito de los botaderos es proporcionar lugares de acopio del material estéril que se extrae del tajo operativo con la finalidad de generar un buen flujo de minado. Asimismo, deben cubrir el volumen suficiente para cubrir todo el desmonte removido desde el inicio de la operación hasta la culminación de esta.

C) Aspectos de diseño de los botaderos:

Según BS Consultores y Chura (2009) en la planificación y diseño de un botadero deben considerarse aspectos técnicos, económicos y socio-ambientales. En los cuales de manera genérica se deben tener en cuenta: la capacidad requerida, la ubicación, la estabilidad, los costos operativos, la seguridad, entre otros.

D) Tipos de botaderos:

Los botaderos se agrupan básicamente según su forma de construcción, ello conforme a BS Consultores (2009), es decir, por la manera y evolución en el tiempo de cómo el material es depositado. Los tipos más frecuentes son:

1. Disposición de Botaderos en Laderas:

Los botaderos tipo Laderas, son aquellos acopios donde se dispone el desmote en las laderas de los cerros circundantes a la operación, más que nada por razones de simplicidad en la descarga, mantención y estabilidad, además que se encuentra disponible un mayor espacio para la actividad y ésta se puede realizar de una manera más uniforme.

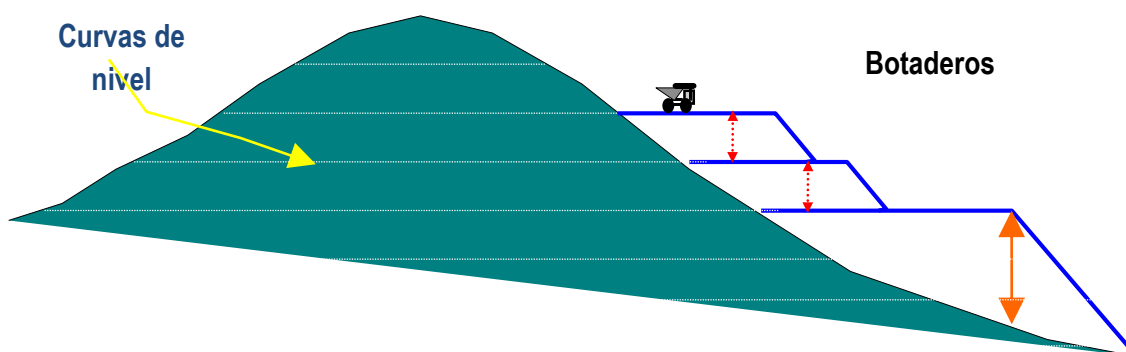


Figura 2.19.: Vista perfil del botadero tipo ladera en módulos.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

2. Disposición de Botaderos en Quebradas:

La disposición de material estéril en quebradas, es aquel botadero donde se aprovecha los accidentes geográficos naturales para depositar el desmorte. Sin embargo, ello solo podrá realizarse en casos que esta actividad no revista un riesgo real o potencial sobre eventuales cauces de aguas o riachuelos. Esto se lograría mitigar con un adecuado estudio del sector.

La diferencia más resaltante entre el botadero en quebrada y el de laderas, es que el primero tiene mayor capacidad y exige un mayor estudio.

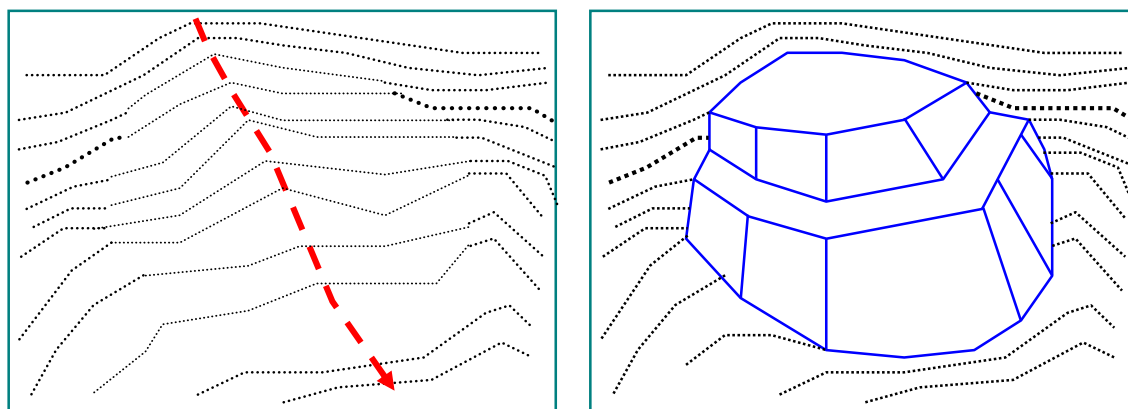


Figura 2.20.: A la izquierda: Una quebrada de un antiguo riachuelo. A la derecha: Vista 3D de un botadero tipo quebrada.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

3. Disposición de Botaderos en Pilas o Tortas:

Existen casos en que no se dispone de laderas cercanas ni quebradas en donde se puedan depositar los materiales estériles, por lo que se debe recurrir a la construcción de pilas o tortas de acopio. En este caso debe considerarse la construcción o habilitación permanente de accesos para cada módulo o etapa, a diferencia de la disposición en laderas o quebradas en que parte de los accesos se habilitan en los mismos cerros.

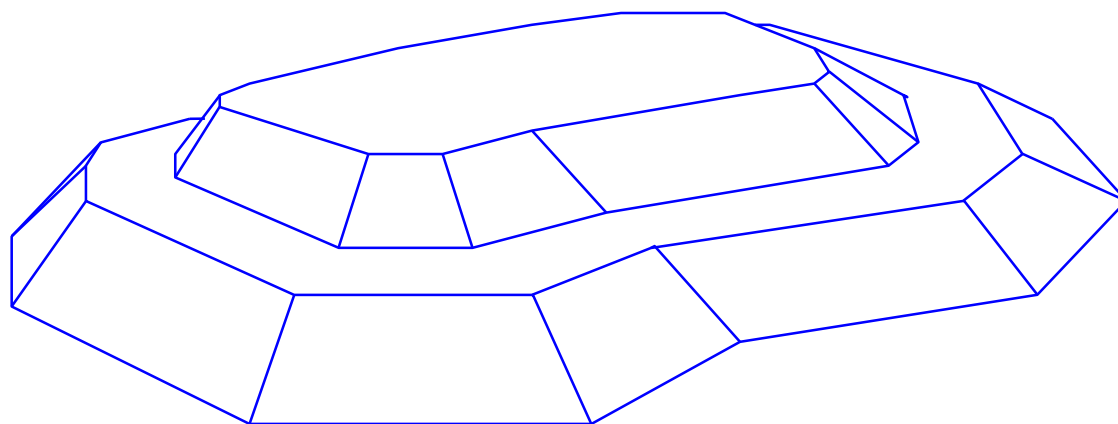


Figura 2.21.: Vista 3D de un botadero en Pilas o Tortas.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

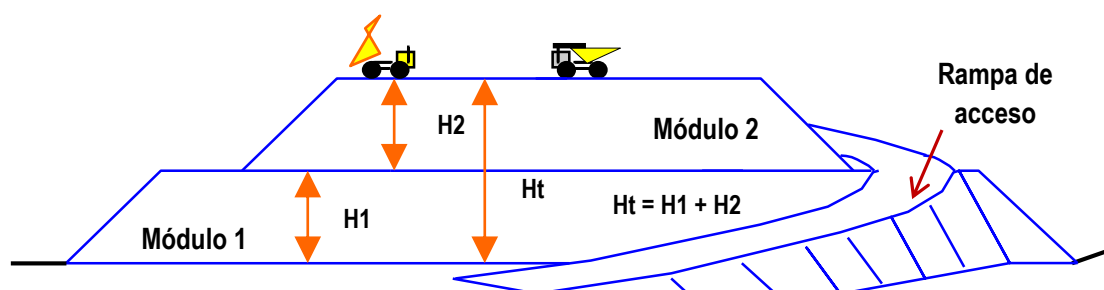


Figura 2.22.: Vista perfil de un botadero en Pilas con sus aspectos de diseño.

Fuente: (BS Consultores, 2009).

2.2.5.4. *El planeamiento estratégico de la producción.*

A) Concepto:

Si bien con el pit final, las fases de minado y los botaderos, se ha logrado obtener datos relevantes respecto al proyecto minero como: Los límites de minado, la secuencia de extracción, cuadro de reservas, espacios y lugares de acopio del desmonte; aún es necesario definir otro elemento del planeamiento a largo plazo, “el planeamiento estratégico de la producción”. El planeamiento estratégico permitirá sintetizar los tres elementos anteriores en un plan de producción real para obtener un programa de producción flexible y dinámica en el tiempo (Trillo *et al.*, 2011).

B) Finalidad:

Es establecer un programa de producción que pueda ser aplicado en tiempo real, el cual persiga cumplir los objetivos operacionales del largo plazo del proyecto minero, en consistencia a un modelo de extracción intrínseco al tipo de yacimiento. Además, disponer de estrategias sobre la producción (sensibilidad), ante eventuales situaciones, relativas en el tiempo (Peirano, Chura, Calder, Koniaris y McCann, 2011).

C) Proceso de elaboración y pautas:

De acuerdo a Peirano *et al.* (2011) el planeamiento estratégico de la producción es una tarea conciliadora y sintetizadora en la planificación minera, pues tras el diseño del pit final, las fases de minado y los botaderos, todos los datos obtenidos deben enlazados dentro de una dinámica de tiempo real (tiempo calendario), en el que interactúen los tres elementos para obtener los mejores resultados.

Este proceso de elaboración sigue las siguientes pautas:

1. Establecer criterios de optimización:

Los criterios de optimización buscan sintetizar u concentrar la optimización bajo un punto o decisión derivado de la misión empresarial. Los criterios de optimización son caminos ya establecidos, que una empresa deberá recorrer según el tipo de yacimiento que tenga, el capital que disponga, el lugar de influencia, etc. Pero deberá establecer solo un criterio de optimización que mejor se adapte a su situación, el cual le otorgue beneficios económicos.

Los criterios de optimización que actualmente pueden citarse son:

a) Maximización del Valor Presente Neto: Este criterio demandara maximizar la rentabilidad de la mina para un tiempo presente.

b) Maximización del Valor por Tonelada de Producto Vendible: Este criterio demandara maximizar la venta de 1 tonelada de producto mejorando sus procesos de recuperación de su mena. Este criterio puede ser mejorado con la inclusión de la política de recuperación del P-80.

c) Maximización de la Vida de La Mina o Permanencia de Esta: Este criterio demandara maximizar la permanencia del proyecto minero aun teniendo una ganancia marginal, consecuentemente sacrificando el VAN, pero con ciertos beneficios intrínsecos.

d) Maximización de la Recuperación del Yacimiento: Este criterio demandara recuperar el máximo recurso posible del yacimiento por escasos del mineral o proyección estratégica de venta.

2. Análisis de Particularidad:

Cada yacimiento mineral tiene sus propias características geológicas, consecuentemente cada yacimiento tendrá un *modelo* particular de extracción por tajo abierto de acuerdo a esas características y a los límites de minado ya establecidos. Cabe recalcar que no se hace mención del método, ya que por método se encuentran dos grandes sistemas, open pit o underground, y esto ya sido salvado o discutido anteriormente.

Los yacimientos, por historia, que generalmente se extraen por minería a tajo abierto son los pórfidos de Au, Cu y Mo en minería metálica y los mantos de carbón en minería no metálica. Sin embargo en la actualidad existen varios casos particulares de otros tipos de yacimientos como mantos, sistema de mantos y cuerpos satélites, medianamente estandarizados y que poseen un modo distinto de extraer sus recursos que a la de los pórfidos tradicionales.

Entonces, lo segundo a realizar en el planeamiento estratégico de la producción, es un análisis de la particularidad del yacimiento y los límites de minado. Esto nos permitirá entender si será necesario un zoneamiento de la producción si se han diseñado fases en distintas zonas, si será necesario una pre-producción o pre-stripping si hay una gran cantidad de material estéril, si será posible implementar el re-manejo de material si lo que se desea aumentar el VAN, si será necesario un sistema de concentración de mineral en paralelo (planta y pads) o un sistema paulatino o secuencial, etc. Por ello, según sea el caso, debe implementarse un modelo de producción ajustado a las características del yacimiento y a los límites de minado (Trillo & Chura, 2011).

3. Los Objetivos Operacionales:

Conforme a la BS Consultores (2009) los objetivos operacionales son metas de producción que se deben establecer para los tres horizontes de planeamiento. Las metas de producción deben ser establecidas conforme al criterio de optimización elegido, y podrán ser modificadas acorde a las variaciones del mercado, costos de producción, nuevos contratos comerciables, nuevos clientes, ampliaciones, nuevas reservas, etc.

4. El Plan de Minado:

El plan de minado es un programa de producción por periodos (año calendario), el cual deberá ajustarse a los objetivos operacionales. El plan de minado deberá elaborarse compilando los datos del pit final, las fases de minado, los botaderos y el análisis de particularidad, que en síntesis nos dan información relevante sobre los límites de minado, reservas por fase – totales y el modelo de extracción. Esta compilación se realizara en base a los objetivos de producción anual de mineral, lo que generara periodos de producción desde el inicio de la operación de la mina hasta el agotamiento de las reservas o cierre de la mina. Para ello, muchas veces es requerido un diseño operativo de los tajos por cada periodo cuando las fases son extensas.

El principio del plan de minado será mantener un flujo de mineral equilibrado para cada periodo según la tasa de producción anual en cantidad y calidad establecida en los objetivos de la operación. A fin de ello, muchas veces deberán operarse varias fases de minado paralelamente. Cabe recalcar que, el elemento más principal en el plan de minado es la flexibilidad, lo que permitirá realizar cambios en los límites de minado, sin alterar el flujo de producción ni re-diseñar el plan de minado cada vez que ocurra un cambio en el precio del metal o en los costos de producción.

2.2.5.5. *Dimensionamiento de la flota de equipos.*

A) Concepto:

Según refieren Calder, Koniaris, McCann, BS Consultores y Chura (1996) una de las etapas más relevantes en un proyecto es la adecuada selección de los equipos

industriales involucrados en el proceso productivo, ya que los costos proyectados para el proyecto pueden diferir en gran medida con respecto a los estimados/reales en función de la selección de la maquinaria a utilizar. Es así que, en la extracción de un yacimiento, el dimensionamiento de los equipos resultará del análisis de una gran cantidad de información, tanto tecnológica como práctica, las cuales permitirán determinar las mejores alternativas para la extracción y el manejo de los recursos involucrados.

La información tecnológica proviene de las distintas fábricas, distribuidores de equipos y maquinarias mineras disponibles en el mercado, mientras que la información práctica la obtendremos de la experiencia en faenas mineras similares a nuestro proyecto, estadísticas y también de los estudios que se realicen respecto al comportamiento de las variables involucradas en el proceso de selección de la flota.

B) Finalidad:

Es seleccionar la flota de equipos que ha de utilizarse en la faena minera, las cuales se ajusten a las condiciones de operación, para cumplir con los objetivos de producción de minado y planta (Calder, Koniaris, McCann, BS Consultores y Chura, 1996)

C) Cálculo y dimensionamiento de equipos:

De acuerdo a Calder, Koniaris, McCann, BS Consultores y Chura (1996) para realizar el proceso de dimensionamiento de equipos es necesario seguir el siguiente proceso detallado en la siguiente tabla:

Tabla 2.1.: Proceso de selección y cálculo de la flota de equipos.

Etapas	Proceso Detallado
Planeamiento Estratégico de la Producción	a) Envergadura de nuestro proyecto (vida de la mina, reservas, etc.). b) Programa de producción (movimiento de materiales). c) Tecnología disponible (equipos y maquinarias).
Índices Operacionales (recolección de datos paramétricos y reales)	d) Parámetros de diseño (malla de perforación, perfiles de transporte, restricciones en dimensiones generales de operación, altura de bancos, pendientes, etc.). e) Factores operacionales (días de trabajo, sistemas de turnos, horas operativas, etc.). f) Factores de relación Mina-Equipos (resistencia a la rodadura, abrasividad del material, etc.). g) Calculo del número de equipos.
Dimensionamiento de la Flota de equipos	h) Estimación de costos proyectados. i) Concertación entre los costos proyectados y los costos paramétricos. j) Selección de la flota de equipos.

Fuente: Calder, Koniaris, McCann y BS Consultores (1996).

En función de estos puntos se definirán las mejores alternativas, las cuales serán evaluadas según criterios de selección, lo que permitirá, optar por la mejor opción para nuestro proyecto. Ahora veamos el desarrollo de cada etapa, prescindiendo del planeamiento estratégico de la producción:

1. Revisión de los equipos primordiales de producción – tecnología disponible:

En el mercado se tienen varios proveedores de los equipos de producción de minado tales como: Ferreyros – CAT, Komatsu Mitsui, Hitachi, Bucyrus, Volvo, Hyundai, Ingersoll Rand etc. Estos proveedores nos proporcionan los equipos primordiales de producción como:

- a) Las palas: Que se pueden encontrar en tipo electro-mecánicas, hidráulicas y su variación las excavadoras.
- b) Los camiones: Que se puede encontrar desde los 400 TM hasta los de 15 m3.
- c) Las perforadoras: Que se pueden encontrar desde 3” (percusión) hasta 12 ¼” (tricónicas).
- d) Los cargadores frontales: Que se pueden encontrar desde 4.5 m3 hasta 30 m3.

Además de los equipos auxiliares como:

- e) Tractores.
- f) Motoniveladoras.
- g) Toritos.
- h) Camiones cisterna, etc.

Índices Operacionales:

Comprende a factores, parámetros operativos que son intrínsecos a la operación de los equipos de minado dentro de la mina. Se agrupan en dos grupos:

A. Índices Mecánicos (IM):

Conforme a lo que indica la BS Consultores (2009) los índices mecánicos provienen de la información obtenida por un sistema desarrollado y aplicado, a objeto de lograr la optimización de los siguientes aspectos relacionados con equipos e instalaciones:

- ✓ Uso, funcionamiento y operación.
- ✓ Mantenimiento electromecánica.
- ✓ Reemplazo oportuno y adecuado.

Los índices mecánicos más utilizados en el dimensionamiento de equipos son:

- a) Disponibilidad mecánica: Se mide en % y refiere a un índice relativo en que el equipo está disponible mecánicamente para su función.
- b) Utilización: Se mide en % y refiere a un índice relativo en que el equipo es utilizado dentro de su disponibilidad mecánica.
- c) Eficiencia Operacional: Se mide en % y refiere a un índice relativo en que el equipo opera en la faena eficientemente.

B. Parámetros de Diseño:

Cada operación unitaria en tajo abierto posee parámetros de diseño, los cuales se derivan de los requerimientos mínimos de producción.

Asimismo, los parámetros de diseño también están en función de las características intrínsecas de la mina a los que los equipos de producción deben adaptarse para lograr su mejor productividad. Estos son:

- i. Perforación: El burden, el espaciamento (la malla), la longitud total del taladro, la dureza de la roca, la densidad del material, etc.
- ii. Carguío: La altura de banco, los datos pluviométricos, el factor de esponjamiento del material, la abrasividad del material, el recursos energético, etc.
- iii. Transporte: Los perfiles de transporte, la red básica de transporte, el factor de esponjamiento del material, la abrasividad del material, la resistencia a la rodadura, etc.
- iv. Servicios auxiliares: Los datos pluviométricos, el grado de circulación de los equipos, compactación del material, grado de alteración, etc.

2. Cálculo de equipos:

Calder, Koniaris, McCann, BS Consultores y Chura (1996) refieren que este proceso involucra a las siguientes operaciones unitarias: perforación, carguío, transporte y servicios auxiliares. En los cuales se hará el cálculo de equipos de acuerdo al planeamiento estratégico de la producción y a las condiciones intrínsecas de la operación minera a tajo abierto. En BS Consultores (2009), se puede ver a detalle este cálculo de equipos conforme a la metodología de ASARCO.

3. Estimación y concertación de los costos operativos:

Esta sección definirá si nuestra selección de flota de equipos es adecuada y si se ajusta a los costos paramétricos. Para ello, debe realizarse un análisis de comparación entre los costos unitarios estimados (proyectados) y los costos unitarios paramétricos. Si esto es salvado, entonces debe definirse un programa de inversiones por adquisición de los equipos de producción de minado. Luego debe hacerse negociaciones con los proveedores para adquirir los equipos de producción.

2.2.6. Valorización del plan de minado.

Valorizar un plan de minado refiere a medir la rentabilidad de la mina en cual se prevea ejecutar un proyecto ya establecido. La rentabilidad se debe entender al hecho de generar beneficios económicos positivos después de realizar el proceso productivo de mina que tuvieron o tendrán costos asociados a su ejecución (Calder, McCann, Lerchs y Grosman, 1995).

La rentabilidad de un proyecto se puede medir de muchas formas distintas:

- a) En unidades monetarias (Valor Presente Neto - VPN).
- b) En porcentaje (Tasa interna de retorno – TIR).
- c) En tiempo (periodo de recuperación).

Todos esos indicadores se basan en el concepto del valor del dinero en el tiempo, que considera que siempre existe un costo asociado a los recursos que se utilizan en el proyecto, ya sea de:

- ✚ Oportunidad, si existen otras posibilidades de uso del dinero.
- ✚ Financiero, si se debe recurrir a un préstamo.

2.2.6.1. *El flujo de caja.*

De acuerdo a Monografias.com (2014) un flujo de caja es la presentación sobre un cuadro, en cifras, para diversos períodos hacia el futuro y para diversos ítems o factores, de cuando va entrar o salir físicamente el **dinero**.

El objetivo fundamental del flujo de caja es apreciar, por período, el resultado neto de ingresos de dinero menos giros de dinero, es decir, en qué período va a sobrar o a faltar dinero y cuánto, a fin de tomar decisiones sobre qué se hace: “O invertir el dinero cuando sobra, es decir, cuando hay excedente de caja, o conseguir el dinero que se necesita para operar, bien con socios o con financiadores”.

2.2.6.2. *Los indicadores financieros.*

Los índices económicos como el NPV y el TIR, conforme a Gonzales (2010), son dos herramientas financieras procedentes de las matemáticas financieras que nos permiten evaluar la rentabilidad de un proyecto de inversión, entendiéndose por proyecto de inversión no solo como la creación de un nuevo negocio, sino también, como inversiones que podemos hacer en un negocio en marcha, tales como el desarrollo de un nuevo producto, la adquisición de nueva maquinaria, el ingreso en un nuevo rubro de negocio, etc.

Estos índices o indicadores se basan en el concepto del valor del dinero en el tiempo, que considera que siempre existe un costo asociado a los recursos que se utilizan en el proyecto minero, ya sea de:

- ✚ Oportunidad, si existen otras posibilidades de uso del dinero.
- ✚ Financiero, si se debe recurrir a un préstamo.

2.2.6.2.1. *Valor presente neto (NPV).*

El NPV es un índice financiero que nos permite medir los flujos de los futuros ingresos y egresos que tendrá un proyecto, para determinar, si luego de descontar la inversión inicial, nos quedaría alguna ganancia. Si el resultado es positivo, el proyecto será viable. La fórmula que nos permite calcular el valor presente neto es:

$$NPV = -I + \sum_{n=1}^n \frac{Q_n}{(1+r)^n}$$

Ecuación 1

Dónde:

NPV = Valor presente neto.

-I = Inversión inicial en el proyecto.

Qn = Flujos futuros de n periodos.

r = Tasa de descuento.

También podemos expresarlo en una función de Excel de la siguiente manera:

$$NPV = VNA + Inversion$$

Ecuación 2

Pero veamos la regla de decisión de ¿Qué hacer con el resultado de cálculo del VAN?

Tabla 2.2.: Interpretación del NPV.

Valor	Significado	Decisión a Tomar
NPV > 0	Quiere decir que la inversión producirá ganancias por encima de la rentabilidad exigida (r).	El proyecto puede aceptarse
NPV < 0	Quiere decir que la inversión producirá pérdidas por encima de la rentabilidad exigida (r).	El proyecto debe rechazarse
NPV = 0	Indica un punto de equilibrio en el que no se producirán pérdidas ni ganancias.	Dado que el proyecto no agrega valor por encima de (r), la decisión debería basarse en otros criterios.

Fuente: monografias.com (2014).

2.2.6.2.2. Tasa interna de retorno (TIR).

La Tasa Interna de Retorno es la tasa de descuento (TD) de un proyecto de inversión con lo cual el NPV es igual a 0. Se utiliza para decidir la aceptación o rechazo del proyecto, ya que la TIR es la máxima TD que puede tener un proyecto para que este sea rentable, pues una mayor tasa ocasionaría que el VNA sea menor que la inversión, consecuentemente el NPV sería menor que 0. Ello lo podemos expresar con la fórmula del NPV:

$$0 = -I + \sum_{n=1}^n \frac{Q_n}{(1+r)^n}$$

Ecuación 3

2.2.7. Disposición de recursos informáticos.

Los recursos informáticos empleados para la presente investigación son dos:

2.2.7.1. *Leyca Gsys – MineSight (MS).*

Leyca Gsys ha proporcionado a la industria minera su software MineSight, hoy por hoy, en su versión más reciente de 64 bits, el 9.50.; MineSight es un software versátil y confiable, además de su simple aplicación a múltiples proyectos mineros. Puede realizarse, Modelamiento del Yacimiento, Análisis Geoestadístico, Planificación de reservas económicas, evaluaciones Económicas, diseños operativos de tajos, Botaderos, etc.



Figura 2.23.: Logo de MineSight 3D.

Fuente: MineSight.

2.2.7.2. *Gemcom – Whittle (GW).*

Gemcom Whittle 4.4., es un pack de Gemcom que realiza netamente optimización de planes de minado o mejora la planificación minera para un ingeniero de planeamiento. Es un asistente muy versátil y más complejo de MSEP, además sus resultados es mucho mejor trabajado cuando se lleva a la realidad de la mina. Su gran ventaja es su flexibilidad a la hora de planificar las reservas económicas.



Figura 2.24.: Logo de Gemcom Whittle.

Fuente: Gemcom Whittle.

2.3. Formulación de la Hipótesis:

2.3.1. Hipótesis general.

- Optimizando el planeamiento a largo plazo haciendo uso de los softwares Gemcom Whittle y MineSight se mejora la valorización de la mina a tajo abierto Tacaza.

2.3.2. Hipótesis específica.

- ✓ Las restricciones operativas y las condiciones de mercado de la mina Tacaza se concilian al realizar el planeamiento a largo plazo utilizando los softwares mineros Gemcom Whittle y MineSight.
- ✓ Un planeamiento a largo plazo realizado acorde a la realidad de la mina a tajo abierto Tacaza optimiza la valorización de la mina Tacaza.

CAPÍTULO III:

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Diseño Metodológico:

3.1.1. Tipo de investigación.

El tipo de investigación elegido para el presente estudio fue la aplicada, ya que el objetivo principal fue optimizar el planeamiento a largo plazo de la mina Tacaza; para ello se aplicó teorías, técnicas y procedimientos para desarrollar los elementos de la planificación a largo plazo; asimismo, se hizo uso de dos softwares mineros, Gemcom Whittle y MineSight, con los que se conciliaron las restricciones operativas y las condiciones de mercado con la interpretación geológica. Todo ello, con la finalidad de mejorar la valorización de la mina Tacaza.

3.1.2. Método de investigación.

El método de investigación utilizado fue el inductivo; pues en la operación de minado (extracción) diaria, semanal y mensual se observaron problemas que se puntualizaron a detalle en la descripción del problema para llegar a centrar el problema en que la mina Tacaza carecía un planeamiento a largo.

3.1.3. Alcance de la investigación.

De acuerdo al alcance de sus resultados, esta investigación fue descriptiva – explicativa. Fue Descriptiva porque no se correlacionaron variables, ni se siguió un

método aleatorio para la selección de las muestras, lo que si se hizo es determinar un valor en el tiempo; que tuvo que ver optimizar el planeamiento a largo plazo de la mina Tacaza conciliando las restricciones operativas y las condiciones de mercado con la interpretación geológica usando los softwares mineros Gemcom Whittle y MineSight. Esto se hizo en base a un muestro de datos no aleatorios pero si de forma transversal de dos años operativos, 2012 y 2013, de la mina a tajo abierto Tacaza.

Fue Explicativa porque a través del problema base así como los datos colectados de la mina Tacaza, se obtuvo una solución al problema planteado en este estudio de investigación aplicando teorías actuales y procesando la información con dos softwares mineros. Si bien la solución obtenida en este estudio no generalizaría una solución para todos los problemas en minas a tajo abierto, pues cada mina es muy particular, si muestra una alternativa innovadora del uso las técnicas, datos y softwares para el problema específico de la mina Tacaza.

3.1.4. Diseño de la investigación.

El diseño que se utilizó en esta investigación fue el tipo: No experimental, transversal – descriptivo. No experimental, pues no se tuvo una variable dependiente ni una variable independiente ni tampoco el muestreo fue de forma aleatoria así como exige el diseño experimental. Transversal – Descriptivo, fue descriptivo porque este estudio tuvo como objetivo optimizar el planeamiento a largo plazo de la mina Tacaza para mejorar la valorización de la mina, es decir, determinar un valor. Para lograr ello, los datos muestreados como: los costos de mina y planta, análisis de precios, sondajes diamantinos, estado topográfico de la mina, etc., se recolectaron de los años operativos 2012 y 2013, haciéndose pues, un corte transversal de dos años sobre la vida operativa de la mina Tacaza.

3.2. Población y Muestra:

3.2.1. Población.

La población estudiada estuvo conformada por el año operativo 2012 de toda la mina, el cual comprende los procesos productivos de: Exploración diamantina, minado,

beneficio (tratamiento del mineral), y comercialización de la mina a tajo abierto Tacaza. Cabe recalcar, que algunos datos, del mismo contexto, provienen del año 2013.

3.2.2. Muestra.

Las muestras se recolectaron de forma no aleatoria conforme a la variable V2: Las restricciones operativas y Condiciones del Mercado; y se congregaron en tres grandes grupos: Parámetros Económicos, Parámetros Técnicos y Variables Socio-Ambientales:

3.2.2.1. *Parámetros económicos.*

En este parámetro de han considerado dos ámbitos, las cuales son:

1. La Cotización y Precio del Cobre:

Para ello se realizó una compilación de los precios del cobre desde el año 2001 hasta el año 2011. Fuente: Anuario Minero (2013). Ello se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 3.1.: Historial de los precios del cobre.

Mineral	Escenario	Años	Precio (US\$/Lb)	Tendencia
Cobre (Cu)	Pesimista	2001	0.716	0.60
		2002	0.707	0.91
		2003	0.807	1.23
		2004	1.299	1.54
		2005	1.668	1.86
	Optimista	2006	3.049	2.17
		2007	3.229	2.49
		2008	3.155	2.80
		2009	2.335	3.12
		2010	3.422	3.43
		2011	3.511	3.75
Promedio	Conservador	11 años	2.173	2.173

Fuente: Anuario Minero (2013).

De acuerdo a la anterior lista, los precios del cobre han sufrido una alza desde 0.716 US\$/Lb hasta 3.511 US\$/Lb. Veamos esta variación ilustrada en el siguiente gráfico.

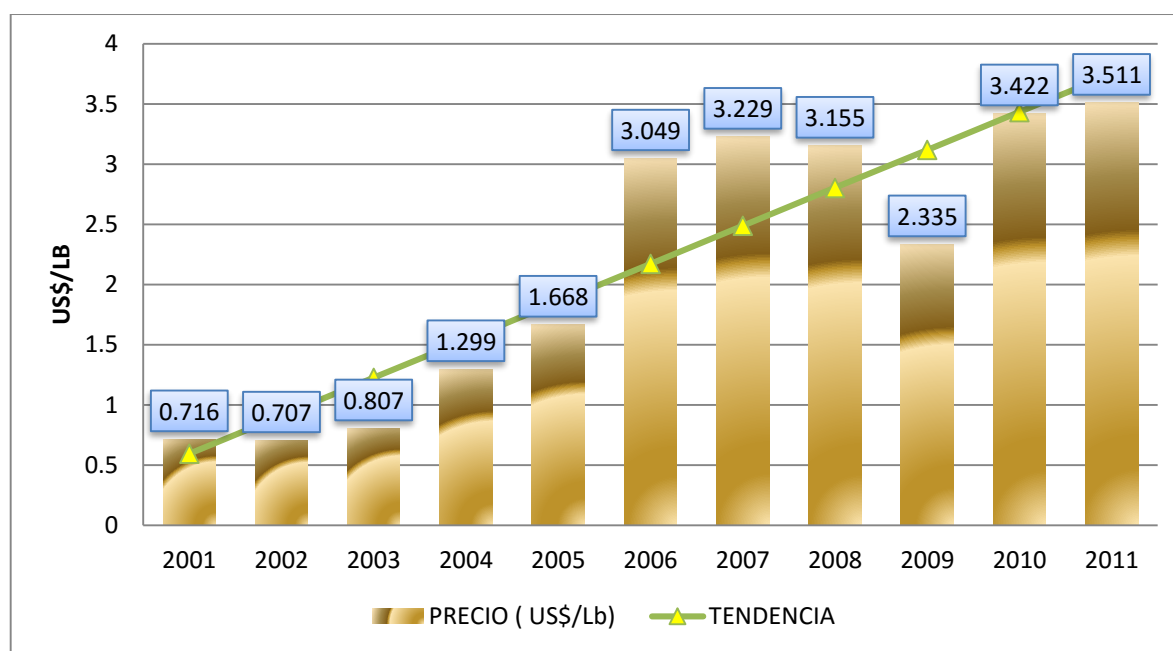


Figura 3.1.: Histograma de los precios del cobre.

Fuente: Anuario Minero (2013).

Con estos datos se ha efectuado un análisis de precios para obtener tres escenarios de los precios del cobre. Esto obedece a que en un proyecto minero no se puede utilizar los precios actuales para estimar las reservas económicas, sino más bien un precio promedio de los últimos 10 años antes del inicio de la operación del proyecto. Este análisis se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 3.2.: Análisis simple del precio del cobre.

Escenario	Horizonte	Promedio	Desviación Estándar	Coefficiente de Variación
Pesimista	5 años	3.12	0.419	0.134
Optimista	6 años	1.04	0.428	0.411
Conservador	11 años	2.17	1.157	0.532

Fuente: Tesista.

De acuerdo a la tabla 3.2, se puede apreciar un análisis para los 10 años, y también un análisis para los últimos 5 años. Cabe recalcar que en los últimos cinco años el precio del cobre está por encima de los 2 US\$/Lb, incluso mayor a 3 US\$/Lb. Al promedio simple de estos últimos 5 años se le denominó escenario “Optimista” el cual dio un valor igual a 3.13 US\$/Lb. Al promedio simple de los 10 años se le denominó

escenario “Pesimista” el cual dio un valor igual 2.17 US\$/Lb. También se ha inferido un dato, que es la suma del promedio simple de los 10 años + su coeficiente de variación, el cual dio un valor igual a 2.70 US\$/Lb y que se le denominó escenario “Conservador”. Veamos el resumen de estos escenarios:

Tabla 3.3.: Escenario de precios del cobre.

Tipo de Escenario	Precio Promedio del Cobre
Optimista	3.13 US\$/LB
Conservador	2.70 US\$/LB
Pesimista	2.17 US\$/LB
CIEMSA - D.C.L.	2.81 US\$/LB

Fuente: Tesista.

El precio del cobre del escenario “Conservador” se utilizó en posteriores cálculos, los cuales involucró la estimación de reservas económicas, variación de precios, estrategia de leyes de corte, etc.

2. Costos de producción y comercialización:

Los costos de producción y comercialización (gastos de venta), se han tomado de un reporte detallado desde el mes de enero hasta noviembre del año 2012 que nos proporcionó la empresa CIEMSA – Tacaza. Este reporte detallado se presenta en el anexo N° 1.

En este punto se presenta una estratificación, en cuatro grupos, de los costos promedios desde el mes de enero hasta noviembre del año 2012 de la operación a tajo abierto de la mina Tacaza. Veámoslo en el siguiente cuadro:

Tabla 3.4.: Costos sintetizados por unidades productivas y grupos.

RESUMEN DE COSTOS DEL PROYECTO TACAZA		
	Cotización del precio del cobre:	2.70
	Producción mensual del mineral:	36,000
CATE_CC	UNIDADES DE COSTOS	\$/TM
921	Exploración	1.31
923	Explotación a Tajo Abierto	5.62
925	Servicios Auxiliares Mina	0.98
	GRUPO I:	C. MINADO
	921, 923, 925	7.91
926	Procesamiento Planta	15.48
927	Gastos Generales Operativos	2.90
990	Costo de Mercado	0.50
	GRUPO II:	C. PLANTA
	926, 927	18.88
928	Administración General	4.11
	GRUPO III:	C. ADM.
	928	4.11
982	Gasto de Ventas	(*)0.2
	GRUPO IV:	US\$/Lb
	Flete + Refinación + Tarifa	(*)0.2
TOTAL COSTO DE OPERACIÓN:		30.90

Fuente: Mina Tacaza.

De la tabla 3.4, se han derivado los costos que fueron ingresados al software MineSight y Whittle para la posterior recolección de datos.

Tabla 3.5.: Costos para MineSight y Gemcom por categorías.

DETALLES DE COSTO PARA MSEP y WHITTLE			
PROYECTADO	Costo de Mineral	Costo de Desmonte	Costo de Total
Costo de Minado	9.965	6.9755	9.965
Costo de Planta	20.935		20.935
Total			30.9

Fuente: Tesista.

3.2.2.2. *Parámetros técnicos.*

Los parámetros técnicos requieren un mayor análisis que partió desde el ritmo de producción, con el cual se obtuvo las restricciones capacitarías que tuvo la mina Tacaza.

1. Ritmo de Producción:

Mediante un análisis, es necesario definir dos ritmos de producción: Ritmo de minado y ritmo de planta. Para ello, sea a elaborado una estrategia de leyes de corte y una curva tonelaje vs ley de corte.

A) Estrategia de Leyes de Corte:

La estrategia de leyes de corte que se realizó para el proyecto Tacaza, fueron solo tres, dejando de lado la ley de corte optimizador. La finalidad de estimar las leyes de corte es tener un valor de referencia por el cual se pueda evaluar y comparar los resultados obtenidos por el software, además de valorar el ritmo de producción.

Entonces se tiene:

a) Ley de corte Crítica:

La ley de corte crítica, el cual nos permitió discriminar el mineral y el desmonte, se estimó con el precio conservador del cobre y otros factores operativos, del cual se obtuvo:

$$\text{LEY C.C.} = 0.69 \quad \% \text{Cu}$$

b) Ley de corte Variable:

La ley de corte variable únicamente se estima dentro del software, pero que siguió aspectos predefinidos tales como:

Para Whittle:

Tabla 3.6.: Factores de variación de precios en Whittle.

Precio Base	Mínimo Factor	Máximo Factor	Intervalo	N° de Inter.
2.70	0.40	1.40	0.02	50

Fuente: Tesista.

Tabla 3.7.: Algunas variaciones de los precios del cobre en Whittle.

PIT N°	Precio Base US\$/lb	Factor de Evaluación	Precio Proyectado US\$/lb	Precio P. - GV US\$/lb
1	2.70	0.4	1.080	0.880
2	2.70	0.42	1.134	0.934
3	2.70	0.44	1.188	0.988
4	2.70	0.46	1.242	1.042
5	2.70	0.48	1.296	1.096
6	2.70	0.5	1.350	1.150
7	2.70	0.52	1.404	1.204
8	2.70	0.54	1.458	1.258
9	2.70	0.56	1.512	1.312
10	2.70	0.58	1.566	1.366

Fuente: Tesista.

Para MineSight:**Tabla 3.8.:** Factores de variación de precios en MineSight.

Precio Base	Mínimo Factor	Máximo Factor	Intervalo	N° de Inter.
2.70	0.50	1.00	0.02	25

Fuente: Tesista.

Tabla 3.9.: Variaciones de los precios del cobre en MineSight.

PIT N°	Precio Base US\$/lb	Factor de Evaluación	Precio Proyectado US\$/lb	Precio P. - GV US\$/lb
30	2.70	0.5	1.350	1.150
31	2.70	0.54	1.458	1.258
32	2.70	0.58	1.566	1.366
33	2.70	0.62	1.674	1.474
34	2.70	0.66	1.782	1.582
35	2.7	0.7	1.89	1.69
36	2.70	0.76	2.052	1.852
37	2.70	0.8	2.160	1.960
38	2.70	0.84	2.268	2.068
39	2.70	0.88	2.376	2.176
40	2.70	0.92	2.484	2.284

Fuente: Tesista.

c) Ley de corte de Stockpile:

La ley de corte de stockpile se estimó para incidencias del planeamiento a corto plazo, del que se tiene también:

- Ley de corte con cero ingreso planta:

$$\text{L.C.CIP.} = \quad \mathbf{0.50} \quad \% \text{Cu}$$

- Valor de 1 tonelada de mineral con 1% de cobre.

$$\text{Vc} = \quad \mathbf{41.34} \quad \$/\text{TM}$$

Del cual se obtuvo la de corte de Stockpile que tiene un costo de re-handle de 2.15 \$/TM

$\text{LEY C.SP.} = \quad \mathbf{0.55} \quad \% \text{Cu}$

B) Curva Tonelaje Vs Ley de Corte:

Se realizó un inventario de las reservas potenciales por manejo de recursos medidos e indicados, a través de la curva tonelaje vs ley de corte y ley media para el proyecto Tacaza. Ello con la finalidad de obtener la primera variable de Peirano (2011): CAPACIDAD.

Cabe mencionar que este inventario reservas potenciales se realizó con el modelo de leyes CUKRG (obtenido por el método de kriging ordinario), esto es, el modelo de bloques diseñado con el análisis geoestadístico de MSDA 2.80 en base a los sondajes diamantinos realizados en las campañas exploratorias que tuvieron lugar desde marzo del 2010 hasta junio del 2011, del cual se obtuvieron los siguientes resultados:

Tabla 3.10.: Resumen de las reservas por manejo de recursos de la mina Tacaza.

RESERVAS POR RECURSO MEDIDO E INDICADO			
Recurso:	Mineral (M3)	Mineral (TM)	Ley Pro. (%Cu)
Medido	1,904,676	4,647,410	0.96
Indicado	1,092,791	2,666,408	0.99
Total:	2,997,467	7,313,818	0.97

Fuente: Tesista y MineSight.

En la tabla 3.10 se puede apreciar un resumen del inventario de reservas. En el anexo N° 2 se detalla los parámetros geostadísticos y el inventario de reservas obtenidos en MSDA.

En Whittle:

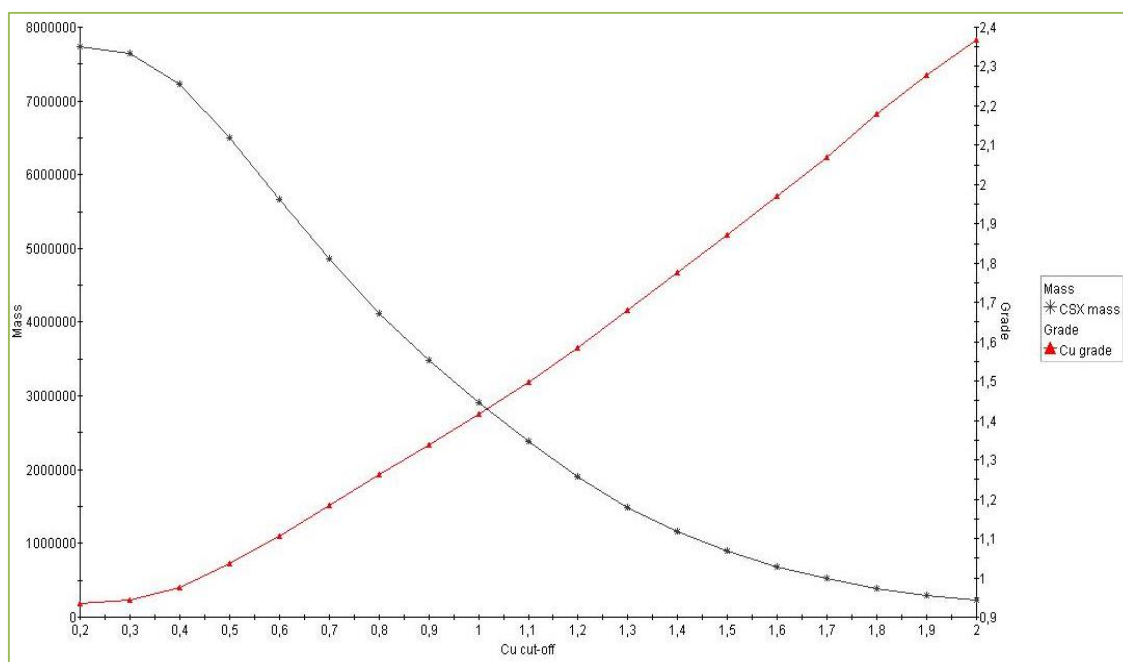


Figura 3.2.: Curva Tonelaje vs Ley de corte en Whittle.

Fuente: Tesista y Gemcom Whittle.

MineSight:

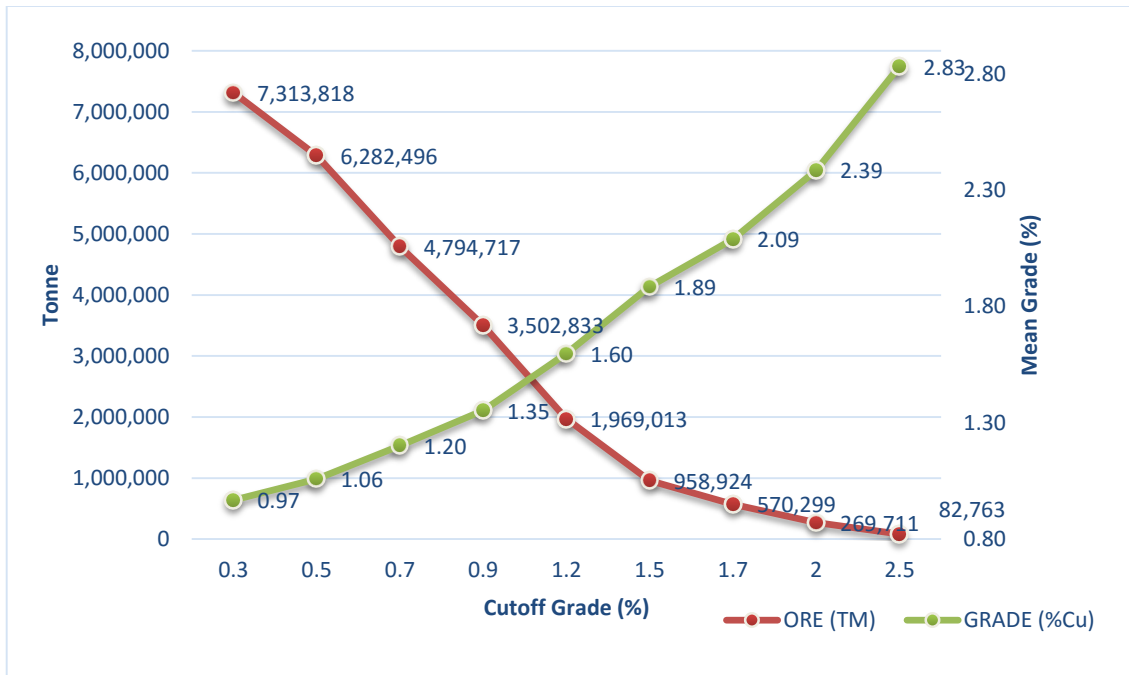


Figura 3.3.: Curva Tonelaje vs Ley de corte en MineSight.

Fuente: Tesista y MineSight.

La estrategia de leyes conjuntamente con la curva tonelaje vs ley corte, nos permitió realizar el análisis de ritmo de producción optima diaria de acuerdo a la ecuación práctica desarrollada por **Frederick Winslow Taylor** (padre de la Administración Científica), además del análisis de “Hill of Value” enunciado por Peirano (2011). Con lo cual tenemos:

$$Cdp = \frac{(T \times 1.1)^{0.75}}{73} \quad \text{Ecuación: A-1}$$

Dónde:

Cdp = Capacidad de procesamiento diaria en Toneladas Cortas/día.

T = Toneladas totales de mineral en TM (toneladas métricas).

La ecuación A-1 esta modifica en relación a la fórmula original. La constante 1.1 es un factor de conversión de toneladas métricas a toneladas cortas o T (U.S.) ya que por lo general los recursos minerales en el Perú se expresan en toneladas métricas. Entonces, en aplicación de esta fórmula, hemos creado una tabla detallada de los ritmos de producción para cada caso o ley de corte.

Tabla 3.11.: Análisis del ritmo de producción y vida de la mina Tacaza.

CUTOFF	ORE (TM)	C. Diaria TC/Día	C. Diaria TM/Día	C. Anual TM/Año	Vida de la mina
0.30	7,313,818	2,069.33	1,881.21	686,641.34	10.65
0.50	6,282,496	1,846.38	1,678.53	612,662.08	10.25
0.70	4,794,717	1,507.63	1,370.57	500,258.03	9.58
0.90	3,502,833	1,191.34	1,083.04	395,308.73	8.86
1.20	1,969,013	773.41	703.10	256,630.50	7.67
1.50	958,924	450.88	409.89	149,609.78	6.41
1.70	570,299	305.35	277.59	101,320.84	5.63
2.00	269,711	174.14	158.31	57,782.43	4.67
2.50	82,763	71.80	65.27	23,823.14	3.47

Fuente: Tesista.

Ahora, de la tabla 3.11, se deriva de la curva tonelaje vs ley de corte, donde se tiene dos variables según Peirano (2011), uno es el ritmo de producción diaria y el otro es la ley de corte. El ritmo de producción diaria tiene impacto en la temporalidad de los flujos de caja y en las inversiones necesarias para lograr un determinado ritmo u otro. Un determinado ritmo de producción tiene su implicancia principal sobre el tipo y cantidad de equipos para realizar las operaciones unitarias en el caso de minado, y en el caso de la planta de procesamiento, se tendrá que tomar decisiones análogas sobre el tamaño y capacidad de las instalaciones. Esto dará, consecuentemente, el capacidad de la inversión necesaria, las cuales entran en el flujo de caja en el período inicial, por lo que su dependencia en el ritmo de producción tiene impacto explícito en el comienzo del proyecto y por lo tanto con mayor peso sobre el valor actual neto del proyecto. Mientras que la ley de corte tiene su impacto en la decisión sobre un bloque, o conjunto de bloques definiéndolos/discriminándolos como mineral o como estéril. Teniéndose como regla general, que a mayor ley de corte menor cantidad de recursos y a menor ley de corte mayor cantidad de recursos.

En el caso de la mina Tacaza, en el que se obtuvo una ley de corte crítica o de diseño de 0.69% de Cu se tiene un ritmo de producción de mineral de 1, 370 TM/día. Este ritmo se ha afinado y se ha establecido los siguientes ritmos de producción, los cuales también entenderse como restricciones capacitarías:

Planta Concentradora:

La capacidad de tratamiento de la planta concentradora será:

- Una capacidad diaria de 1,200 TM/Día, 36,000 TM/Mes y en promedio una capacidad anual de 438,000 TM/año.

Minado a Tajo Abierto:

La capacidad de extracción en minado es:

- En mineral de 1,200 TM/Día, 36,000 TM/Mes y en promedio una capacidad anual de 438,000 TM/año.
- En desmonte es de 1,380 TM/Día, 42,780 TM/Mes y en promedio una capacidad anual de 503,700 TM/año.
- La capacidad de minado se limitara a una relación E/M de 1.15 y a un ángulo overall de 45° en promedio, lo que da una capacidad diaria de material total de 2,580 TM/Día, 79,980 TM/Mes y en promedio una capacidad anual de 941,700 TM/año.

2. Aspectos Operativos de Planta:

Se ha recopilado, al igual que los costos, aspectos operativos generales de la planta concentradora en función a los dos materiales de la mina Tacaza, mineral y desmonte. Estos datos se resumen en las siguientes tablas:

Tabla 3.12. Datos del Mineral y Desmonte:

Costos Generales y otros	Zona de Supergénicos - Roca Bx,TPH	Desmonte - Roca WS
Costo de Minado:	9.97	6.98
Costo de Proceso:	20.94	0.00
Recuperación Cu:	75%	0.00%
Densidad:	2.44	1.95

Fuente: Tesista.

Con respecto de la recuperación del cobre, se realizó un promedio en base a los reportes mensuales en el año 2012 por parte de la planta concentradora. El resumen de estos reportes está en el anexo N° 3.

Tabla 3.13. Resumen general:

Code Ortyp	Símbolo	Densidad	Recuperación Metalúrgica	Costo de Procesamiento
1	CSx	2.44	75%	20.94
2	WS	1.95	0%	0.00

Fuente: Tesista.

3. Aspectos de Diseño del Tajo Tacaza:

Los aspectos de diseño de los tajos de la mina Tacaza se basan en las recomendaciones de seguridad para minas a tajo abierto que se encuentra en D.S. N° 055-2010-EM, TITULO CUATRO: GESTION DE LAS OPERACIONES MINERAS, Subcapítulo IV – Minería a Cielo Abierto, desde el Artículo 228° hasta el Artículo 232°, los cuales corresponden a la parte de diseño de la mina y en los que se resumen los siguientes cuadros:

Tabla 3.14. Talud del Pit:

ANGULO OVERALL DEL PIT FINAL			
En zona central y sur	37.5°	En zona Norte	50°

Fuente: Tesista.

Tabla 3.15. Los bancos y bermas:

ASPECTOS DE DISEÑO EN EL TAJO			
Altura de Banco:	5m	Ancho de Rampa:	8, 6 y 5m
Ancho de Berma:	5 y 6m	Pendiente max:	12%
Paso de berma/banco (Tajo Norte):	2	Pendiente en curva:	-1%
Angulo de Cara de Banco:	75°	Radio de Curvatura:	1.5m

Fuente: Tesista.

Nota: Los accesos no se diseñaron sobre los bancos, ya que el tipo de transporte elegido fue el de tipo cantera (a consecuencia de que los tajos son pequeños). Las rampas solo existen en los fondos de las fases de minado.

Tabla 3.16. Botaderos:

ASPECTOS DE DISEÑO DEL BOTADERO			
Altura de Etapa:	10m	Angulo overall:	35°
Altura Máxima del Botadero:	100m	Paso Etapa/Berma:	2
Ancho de Berma:	5m		

Fuente: Tesista.

3.2.2.3. Variables socio-ambientales.

1. Situación social de la zona de influencia:

La mina Tacaza, lleva acabo sus operaciones diarias en armonía con la comunidad de Choroma (zona influencia indirecta), además de los dueños de los terrenos donde se encuentra la concesión San Salvador 27.CIEMSA, ha implementado el convenio MARCO, además de otros programas de desarrollo cultural, donde ha integrado a la comunidad de Choroma y el distrito de Santa Lucia. Además ha generado puestos de trabajo directo, ya que el 100% de sus trabajadores son pobladores de Choroma y Santa Lucia.

2. Situación ambiental de la zona de influencia:

El control ambiental y el manejo de contaminantes, está a cargo del departamento de Seguridad y Medio Ambiente. El cual realiza gestiones en el control de las operaciones diarias de la mina, tal es el caso de la perforación, la voladura, transporte, planta, laboratorio, etc., además de instalaciones y construcciones como el tajo, los botaderos, la presa de relaves, las vías de acceso, etc. Estos monitoreos se realizan sobre la vegetación y el suelo en las operaciones circundantes de minado, el agua y los ríos tanto al norte como al sur, así como el agua que abastece a la mina, el aire y emisión de gases por parte de los equipos de minado, la planta concentradora y el laboratorio.

3.3. Definición y Operacionalización de Variables:

Definición general las variables:

Variable 1 → Óptima valorización de la Mina Tacaza:

De acuerdo a Lerchs y Grossmann (1964), una óptima valorización de una mina debe entenderse como la búsqueda del mayor valor rentable en realizar una actividad minera, satisfaciendo todas las restricciones intrínsecas de la operación minera.

Variable 2 → Las restricciones operativas y condiciones de mercado:

De acuerdo a Peirano *et al.* (2011), las restricciones operativas son los parámetros de diseño al cual deberá ceñirse el diseño de los tajos dentro del yacimiento en interés. Estos parámetros son variables y particulares a cada mina en donde entra como principales proveedores y clientes, la calidad del macizo rocoso y la envergadura de la operación. Mientras que, las condiciones de mercado tiene que ver con los costos de los recursos a emplearse y el precio de la materia prima a extraerse.

OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES:

Bajo la premisa anterior se realizó la tabla de operacionalización de variables. Esta tabla se presenta en el anexo N° 4.

3.4. Técnicas de Recolección de Datos

La recolección de datos para las variables consideradas en esta investigación se dio de la siguiente manera:

Tabla 3.17.: Técnica de recolección de datos.

VARIABLES	DIMENSIONES	INSTRUMENTOS	ALGORITMO O TÉCNICA EMPLEADA
V1 Óptima valorización de la mina Tacaza	Pit Final	Gemcom Whittle 4.4. y MineSight 7.0	LG 3D, Pit Shell, Pit by Pit Graph y Método de Banqueo
	Fases de Minado	Gemcom Whittle 4.4. y MineSight 7.0.	Maximizar el VPN, Milawa NPV, Fixed Lead, Pit by Pit Graph y Método de Banqueo
V2 Las restricciones operativas y condiciones de mercado.	Botaderos	MineSight 7.0.	Diseño CAD, Banqueo Inverso.
	Planeamiento Estratégico de la	MineSight 7.0. y MS Excel.	Minado por Pushback.
	Dimensionamiento de la Flota de Equipos	MS Excel y Reloj.	Indices Operacionales de ASARCO.

Fuente: Tesista.

3.5. Técnicas para el Procesamiento de la Información:

La técnica o algoritmo para el procesamiento de la información que se siguió para obtener los elementos de la planificación minera a largo plazo, que corresponden a las dimensiones de la variable 1 y la variable 2, se basa en un algoritmo representado en la siguiente figura:

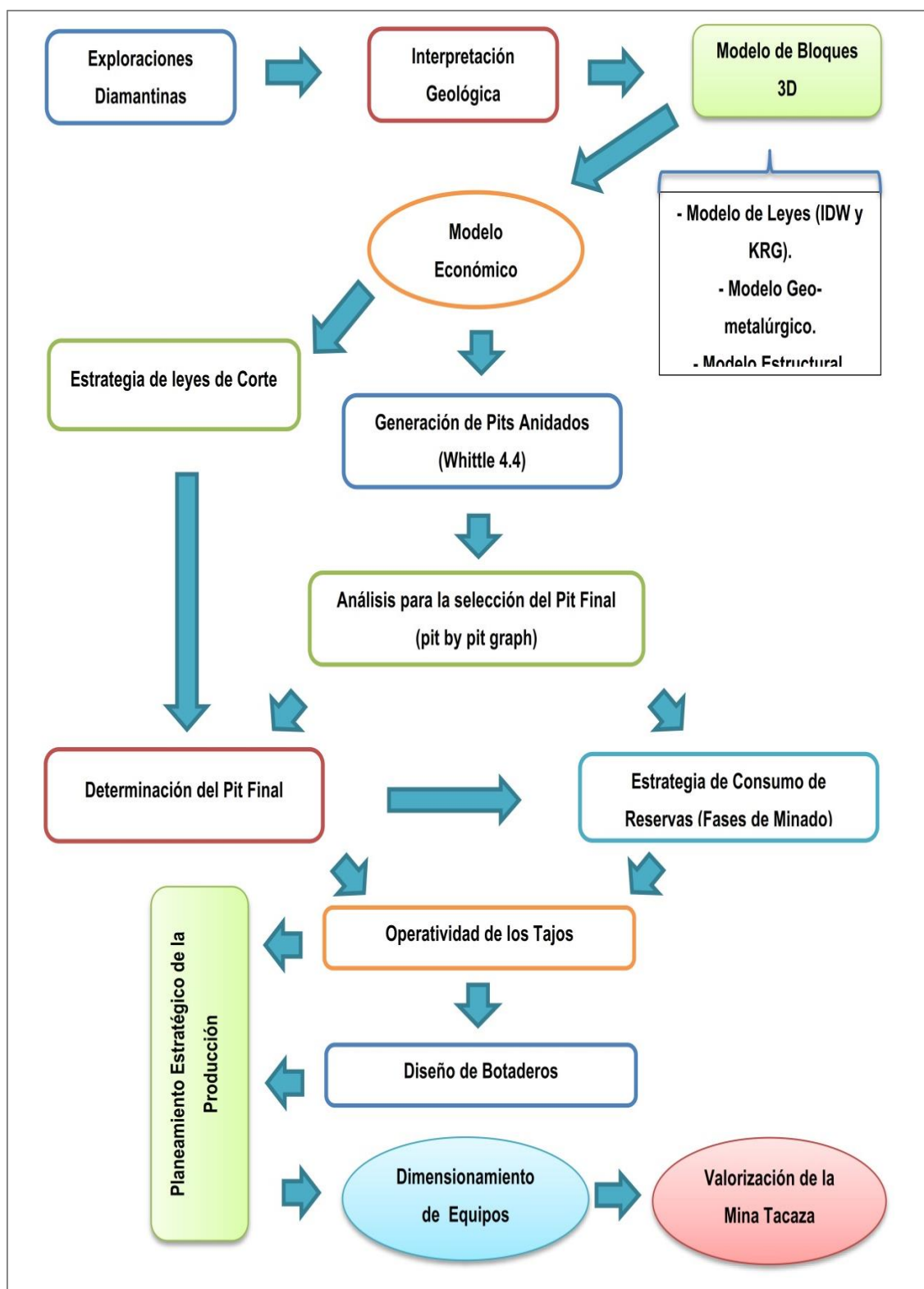


Figura 3.4.: Algoritmo de la Planificación minera a largo Plazo.

Fuente: Tesista.

CAPÍTULO IV:

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Aspectos Generales de la Mina Tacaza – CIEMSA:

4.1.1. Ubicación y acceso.

La unidad minera Tacaza se encuentra ubicada en el sector Tacaza del distrito de Santa Lucía, provincia de Lampa, departamento de Puno. Muy cerca a la comunidad de Choroma. Santa Lucía es un distrito ubicado en la provincia de Lampa en el departamento peruano de Puno. Abarca un área total de 1595,67 km². Fue creado por la Ley N° 8249 el 17 de abril de 1936.



Figura 4.1: Derecha: Ubicación en vial por medio de Google Earth. Izquierda: Mapa político de la provincia de Lampa.

Fuente: Google Maps.

4.1.2. Descripción del proyecto.

La unidad minera Tacaza se encuentra en la concesión minera de San Salvador 27. Hace ya un ciclo atrás, “Lampa Mining” logro explorar el sector Tacaza y entrar en operación por el método de explotación subterránea, por Cámaras y Pilares, ya que tenían la percepción de que esta mineralización se presentaba en pequeños mantos. Su mena principal fue la Calcosina y su producto principal fue el Cu.

En octubre de 1995, Cia. Minera La Esperanza S.A., emitió un informe titulado “Tacaza Project” en base a un total de 124 sondajes diamantinos exploratorios. En este informe se indicaba los cálculos de **reserva** que se realizaron en base a los sondajes TRC, muestreos en interior mina (labores ya realizadas) e informaciones geológicas y geoquímicas disponibles a esa fecha. Logrando cubicar 4’099,260 Toneladas de mineral de High grade, con una ley promedio de 1.41% Cu, también reporto mineral de Low Grade en un total de 1’311,610 toneladas con ley promedio de 0.23% Cu.

En el año 2010, CIEMSA inicia con un programa de exploración diamantina que inicia el 18 de marzo con la maquina “Explorer JR – 60E y con malla regular de 20x25 m. Las exploraciones fueron hechas por periodos, presentándose tres etapas que culminaron en junio del 2011. Durante este periodo se perforo 388 sondajes con el que se hizo un posterior cálculo de reservas y hoy por hoy, la unidad minera Tacaza se encuentra en operación, pero no desestima en seguir ampliando sus reservas.

4.1.3. Interpretación geológica y el modelo de bloques de Tacaza.

4.1.3.1. *Geología General.*

El yacimiento tipo manto o yacimiento Tacaza se localiza cerca al techo del Grupo Tacaza, que como control litológico presenta un horizonte de manto principal diseminado en el que se emplazan espacios vacíos que fueron rellenados por minerales de cobre como la calcosina, el cual es la mena de la mina Tacaza.

El depósito Tacaza está compuesto de rocas que pertenecen al Grupo Tacaza de edad Oligoceno superior Tardío al Mioceno Medio, entre las que más destacan son: Las

Tobas re-trabajadas de granulometría no bien clasificada con una potencia de alrededor de 30 metros que se encuentran en la parte superior. Debajo se encuentra el manto principal o productivo consistente de una toba brecha y aglomerado volcánico semi-soldados, con potencia económica hasta 25 metros. Al piso del manto se presenta nuevamente un estrato de Tobas re-trabajadas con granulometría mal clasificado, sirve de estrato guía para delimitar el Manto Principal. Finalmente en profundidad se encuentra tobas brechas moderada a fuertemente soldadas del manto inferior. Debajo de toba brecha soldada (manto inferior) se presentan secuencias repetitivas de tobas re-trabajadas y tobas brechas. Veamos en la siguiente tabla un resumen de las características del yacimiento Tacaza:

Tabla 4.1.: Resumen geológico y topográfico del manto mineralizado Tacaza.

Aspectos Generales	Características	Descripción
Ubicación	Favorable	Acceso viable, urbanización cercana, suministro de recursos favorables.
Forma	Semi - Regular	Manto mineralizado que se extiende de Sur a Norte.
Tamaño	Conservador	Abarca gran extensión en dirección NS contra poco despliegue en EW.
Topografía Superficial	Semi-accidentado, con relieves y quebradas.	Presenta características favorables para varios aspectos sobre el diseño.
Profundidad del Manto	Promedio 20 m, variación 5 - 25 m	Muy favorable, ya que el desmonte a remover será menor.
Tipo de Mineral	Metálico - Únicamente Cobre	Metal con precio conservador de cotización y con alta demanda de mercado.
Potencial del Yacimiento	Conservador a considerable.	Ofrecerá una vida económica favorable para propósitos de rentabilidad.
Distribución de la Mineralización	Errático a regular	Zonas privilegiadas de mineralizados con baja continuidad. Distribución con efecto pepita.

Fuente: Mina Tacaza.

4.1.3.2. *Alteración y Mineralización.*

La alteración hidrotermal está dada por carbonatación, débil a moderada agilización y notoria propilitización, que conlleva los siguientes controles mineralógicos.

- ❖ Calcosina-calcopirita-calcita
- ❖ Calcopirita-calcosina-cobre nativo-calcita Cobre nativo-pirita.
- ❖ Calcopirita-calcita Cobre nativo.

En el yacimiento se han considerado 2 zonas, entre mineralizadas y no mineralizadas, los cuales se resumen a continuación:

Tabla 4.2.: Zoneamiento de mineralización del yacimiento Tacaza.

Costos Generales y otros	Zona de Supergénicos - Roca Bx,TPH	Desmonte - Roca WS
Costo de Minado:	9.97	6.98
Costo de Proceso:	20.94	0.00
Recuperación Cu:	75%	0.00%
Densidad:	2.44	1.95

Fuente: Mina Tacaza.

4.1.3.3. El Modelo de Bloques 3D.

La unidad minera Tacaza, emplea un 3DBM de pequeñas dimensiones, el cual a concordancia de la dilución de minado, equipos de producción que se utilizan y la producción proyectada. El modelo de bloques 3D tiene las siguientes dimensiones:

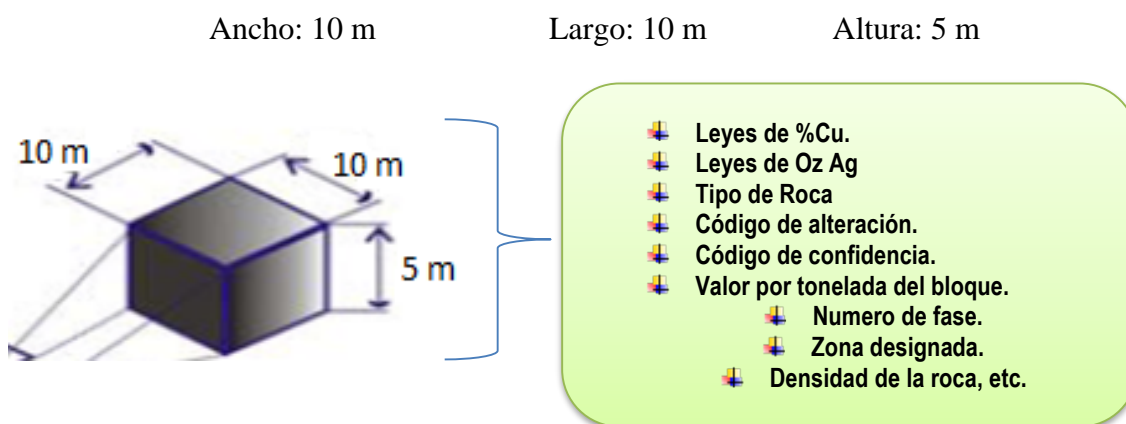


Figura 4.2.: Códigos de caracterización de un bloque de la mina Tacaza.

Fuente: BS Consultores (2009).

Tras elegir las dimensiones del modelo de bloques, se generaron tres modelos de bloques: El modelo de leyes, modelo geometalúrgico y el modelo de recursos. Sin embargo no se diseñó ningún modelo estructural a pesar de que existen pruebas

geomecánicas, pero si se tienen consideraciones geomecánicas. Los tipos de modelos de bloques del yacimiento tipo manto Tacaza se detalla a continuación:

4.1.3.3.1. *Modelo de Leyes.*

Este modelo de bloques se construyó a partir de los cuerpos geológicos y de las leyes de taladros compositados, sin embargo no posee parámetros ni atribuciones tales como: Económicas, metalúrgicas, estructurales, confiabilidad, etc. Los cuales son agregados en procesos posteriores para construir el Modelo de Bloques Económico.

Para la unidad minera Tacaza se han desarrollado dos modelos de leyes. Uno de ellos fue por el inverso a la distancia y el otro fue por el método geoestadístico. Este último modelo fue tomado como base para realizar posteriores estimaciones.

A) El modelo de leyes geoestadístico:

Este modelo de bloques ha sido el gran aporte para la interpretación geológica de la mina Tacaza. En base a este análisis se realizó el inventario de reservas potenciales para la mina Tacaza detallado en la Capítulo III/3.2.2. Muestra/ 3.2.2.2. Parámetros técnicos; además del planeamiento a largo plazo llevado a cabo en esta investigación.

El proceso de análisis geoestadístico se llevó a cabo utilizando el software de MineSight Data Analyst, véase figura 4.3.; no obstante el detalle de todos los parámetros utilizados en el método de sectores, los variogramas bidimensional, así como otros datos de este análisis se detalla en el anexo N° 2.



Figura 4.3.: Interfaz de ingreso de MSDA.

Fuente: MineSight.

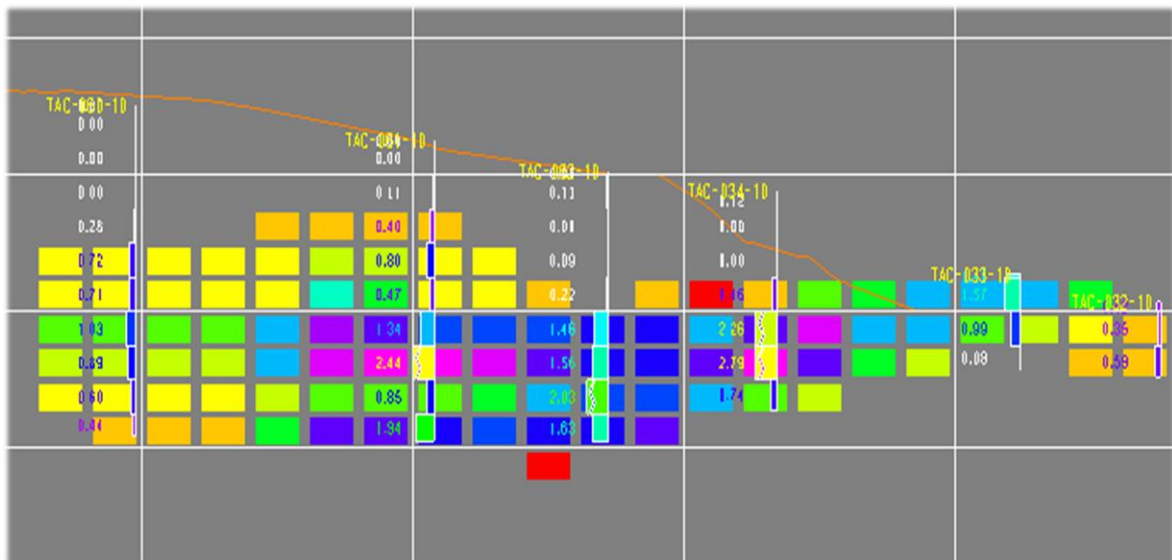


Figura 4.4.: Vista seccional Norte 8 271 750 del 3DBM – Geoestadístico.

Fuente: MineSight.

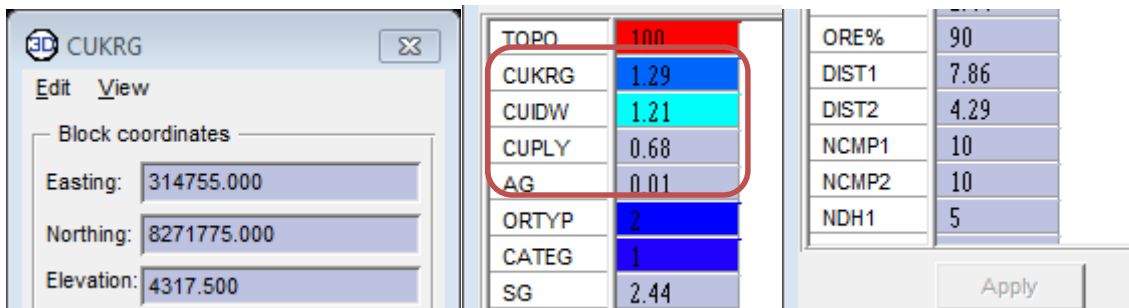


Figura 4.5.: En esta figura se aprecia el reporte de “Query”, con la diferencia resaltante entre las leyes de Cobre obtenido por los distintos métodos.

Fuente: MineSight.

4.1.3.3.2. Modelo Geometalúrgico.

El modelo de bloques Geo-Metalúrgico que se ha generado para el yacimiento tipo manto Tacaza, infirió el tipo de Roca y Mineralización, con la finalidad de conocer las implicancias para el proceso de concentración, recuperación metalúrgica para luego realizar las posibles mezclas de mineral conformados por su tipo de roca, mineral, dureza, alteración.

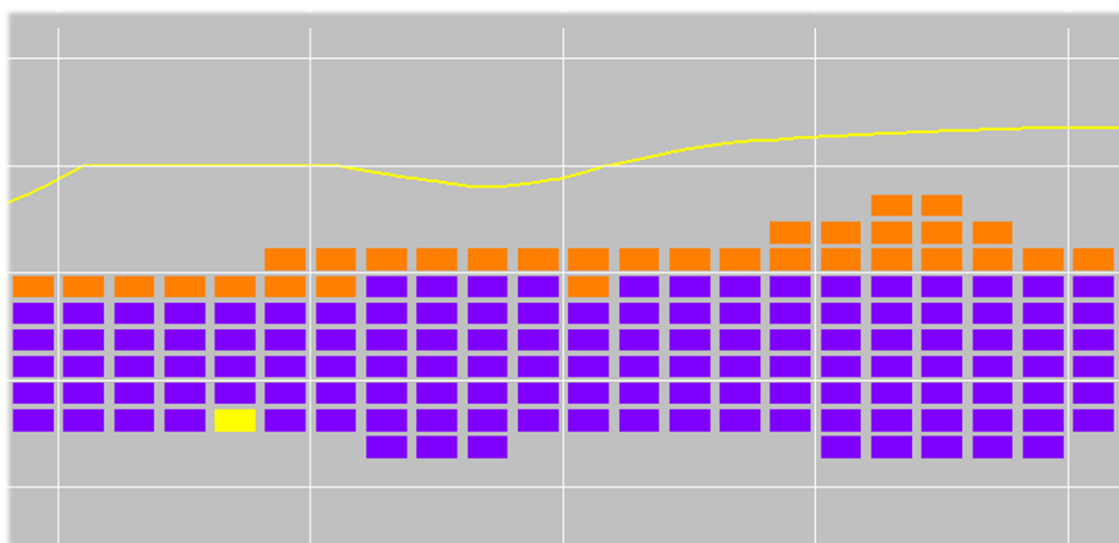


Figura 4.6.: Vista de 3D modelo de bloques Geo-Metalúrgico para el yacimiento Tacaza.

Fuente: MineSight.

Las tres zonas de mineralización tales como: la zona de Óxidos, Secundaria y sulfuros Primarios, que al principio se exponían, quedan claramente diferenciados en la siguiente distribución, tenemos las dos zonas:

Zona 1: la Zona de desmonte, en el modelo Type_Rock =1, 3, 7, 4 y en Type_Minr = ND; color del bloque = Anaranjado y gris (véase figura 4.8).

Zona 2: la Zona de Sulfuros Secundarios, en el modelo Type_Rock = 2, 5, 6 y en Type_Minr = CSx; color del bloque = Violeta (véase figura 4.8).

4.1.3.3.3. Modelo de Recursos.

El modelo de recursos se obtuvo con el método de la “distancia al compósito más cercano”, del cual se parametrizó los recursos en tres categorías:

CATEG = 1 → Recursos Medido

CATEG = 2 → Recursos Indicado

CATEG = 3 → Recursos Inferido

Ello en concordancia de la siguiente tabla:

Tabla 4.3.: Parámetros para la categorización de recursos.

Código de la Mineralización		Código para tipo de Recursos Mineral		
		CATEG = 1	CATEG = 2	CATEG = 3
Label	Nº	En distancia (m) --> DIST1		
		1 - 18 m	19 - 38	39 - 51
CSx	2	En número de taladros --> NDH1		
		2 - 8 #	1 - 8	1 - 8

Fuente: Tesista y MineSight.

4.2. Realizando el Planeamiento a Largo Plazo con el uso de MS y GW para Conciliar Las Restricciones Operativas y Las Condiciones de Mercado:

Conciliar las restricciones operativas y las condiciones de mercado, que se conocen también como parámetros técnicos-económicos, con la información geológica para lograr una óptima valorización de la mina Tacaza, es el primer objetivo que se buscó materializar en esta investigación. Para tal cometido, se ha empleado los softwares Whittle y MineSight, **no de la forma competitiva** (tratando de ver cuál es el mejor software), **sino siguiendo el principio de complementariedad.**

La mina Tacaza es única en el mundo, y ello esta atribuido no solo a un yacimiento tipo manto con leyes semi-erráticas de cobre, sino que se presenta como un variación en sus características operativas en comparación a las muchas minas a tajo abierto del Perú. Sin embargo, ello no quita que haya analogías operativas que permitan realizar un planeamiento a largo plazo optimo, de acuerdo a las características intrínsecas de la mina Tacaza.

Veamos pues, el desarrollo de cada elemento de la planificación minera a largo plazo de acuerdo a la estructura de Chavez *et al.* (2010) para el caso de la mina Tacaza – CIEMSA:

4.2.1. El pit final.

Se obtuvo el pit final para la mina Tacaza en conformidad al proceso de diseño indicado por Gemcom Whittle, Peirano, Calder, Koniaris y Mccann (2009). Para ello se aplicó dos softwares mineros, Whittle 4.4 y MineSight 7.0. Esta aplicación fue distintiva, ya que **primero se utilizó Whittle** para realizar los pit shells, el pit by pit graph y el análisis del pit final económico. Después se realizó una equivalencia o **validez de criterio con MineSight-MSEP** para configurar un modelo de bloques económico con el que se pueda trabajar en **MineSight integrado a Whittle**, ello siguiendo el mismo procedimiento, pero con la excepción de que con MineSight no puede generarse un pit by pit graph.

Según Peirano (2011), es importante incluir dos variables en el diseño del pit final para lograr una buena planificación a largo plazo, uno de ellos es la CAPACIDAD (que se refiere al máximo tonelaje procesado por la mina) y otro la INCERTIDUMBRE (que se refiere a la variabilidad del mercado).

MineSight-MSEP solo emplea el algoritmo de LG para obtener el pit final, y el LG como tal, no puede incluir las dos variables de Peirano, ya que la extracción de las reservas por LG se realiza pensando que todas las reservas se extraerán en un único periodo. Esta situación en la realidad no es dable. No obstante, ello no implica que el pit final por LG sea erróneo, sino más bien que, pensando en un planeamiento estratégico de la producción (que es otro elemento) para lograr un mejor planeamiento a largo plazo, no ayudara al ingeniero de minas en ese acometido.

Con Gemcom – Whittle si se puede incluir las dos variables de Peirano. Tanto la capacidad como la incertidumbre para obtener así el famoso PIT BY PIT GRAPH, es por ello que para el diseño del pit final el software Gemcom – Whittle tuvo más preponderancia que MineSight. Sin más, veamos una síntesis del proceso:

4.2.1.1. *Diseño de los pits anidados (pit shells).*

Los pits anidados constituyeron la parte inicial del diseño del pit final y se diseñó a partir de una variación de precios secuenciales o factores constantes. Esta variación permitió sensibilizar el diseño del pit final, así como también su rentabilidad, sus reservas y la vida de la mina. En la siguiente figura podemos apreciar los resultados obtenidos por Whittle.

1	Optimization pit summary										
2											
3		Minimum	Maximum	Rock	Ore	Strip	Max	Min	CU	CU	
4	Pit	Rev Ftr	Rev Ftr	Tonnes	Tonnes	Ratio	Bench	Bench	Units	Grade	
5				x1000	x1000						
18	13	0.64	0.64	1267	795	0.59	31	20	1336522	1.6815	
19	14	0.66	0.66	1414	891	0.59	31	20	1466432	1.6449	
20	15	0.68	0.68	1602	1004	0.6	31	20	1617208	1.6109	
21	16	0.7	0.7	1804	1147	0.57	31	20	1793105	1.5629	
22	17	0.72	0.72	2015	1280	0.57	31	20	1956586	1.5291	
23	18	0.74	0.74	2299	1462	0.57	31	20	2173322	1.4861	
24	19	0.76	0.76	2623	1642	0.6	31	20	2390483	1.4555	
25	20	0.78	0.78	4468	2319	0.93	35	18	3329225	1.4359	
26	21	0.8	0.8	4919	2562	0.92	35	18	3610315	1.4089	
27	22	0.82	0.82	5117	2707	0.89	35	18	3757137	1.3881	
28	23	0.84	0.84	5356	2865	0.87	35	17	3918535	1.3677	
29	24	0.86	0.86	5553	2995	0.85	35	17	4048836	1.3518	
30	25	0.88	0.88	5681	3080	0.84	35	17	4130415	1.3412	
31	26	0.9	0.9	5759	3142	0.83	35	17	4186041	1.3321	
32	27	0.92	0.92	5949	3244	0.83	35	17	4286520	1.3215	
33	28	0.94	0.94	6138	3355	0.83	35	17	4390816	1.3087	
34	29	0.96	0.96	6729	3690	0.82	35	17	4700581	1.2739	
35	30	0.98	0.98	6930	3824	0.81	35	17	4815619	1.2594	
36	31	1	1	7325	4084	0.79	35	17	5036412	1.2333	
37	32	1.02	1.02	7462	4167	0.79	35	17	5107201	1.2256	
38	33	1.04	1.04	7608	4284	0.78	35	17	5196051	1.2128	

Figura 4.7.: Resultados de los 51 pits anidados obtenidos por Whittle exportados a Excel.

Fuente: Tesista y Whittle.

Estos resultados son datos base, ya que guardan características intrínsecas para futuros diseños, los cuales son:

- a. Los pits de 1 al 29, son potenciales fases de minado, ya que los precios utilizados en el diseño son menores al precio escenario para el proyecto.
- b. El pit 31, constituye el probable Pit Final. Nótese que el precio que se utilizó en el diseño tiene un factor 1, es decir su precio es igual al precio escenario.
- c. Los pits de 32 al 51, son posibles expansiones, ya que sus precios son mayores al precio escenario del proyecto.

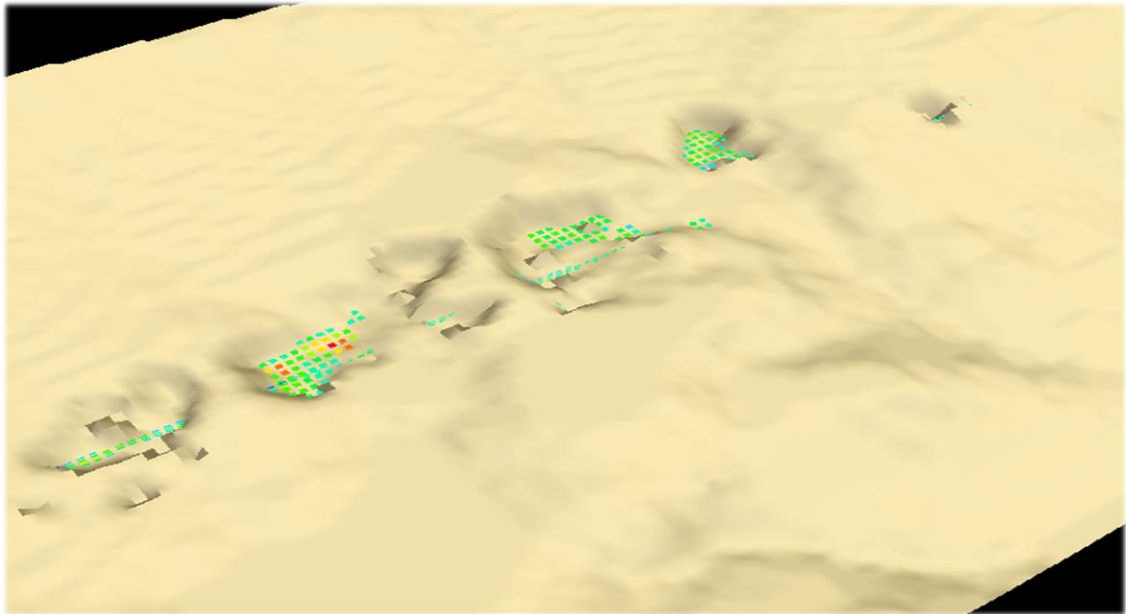


Figura 4.8.: Vista 3D en Whittle del pit anidado 15 para la mina Tacaza.

Fuente: Whittle.

4.2.1.2. *El pit by pit graph y análisis del pit final.*

En Whittle se ha obtenido el “Pit by Pit Graph” en base a los pits anidados diseñados. Este grafico nos permitió evaluar un mejor pit final y recortar vacíos que se dejan con otros softwares de optimización, ya que como se mencionó en el marco teórico, el “Pit by Pit Graph” se genera con tres escenarios de producción: El peor caso, el mejor caso y el caso específico.

Para el análisis del pit final de la mina Tacaza se consideraron:

1. Las variables socio-ambientales, que será el elemento X
2. El criterio de Optimización, que será el elemento Y.

Entonces veamos el PbPG:

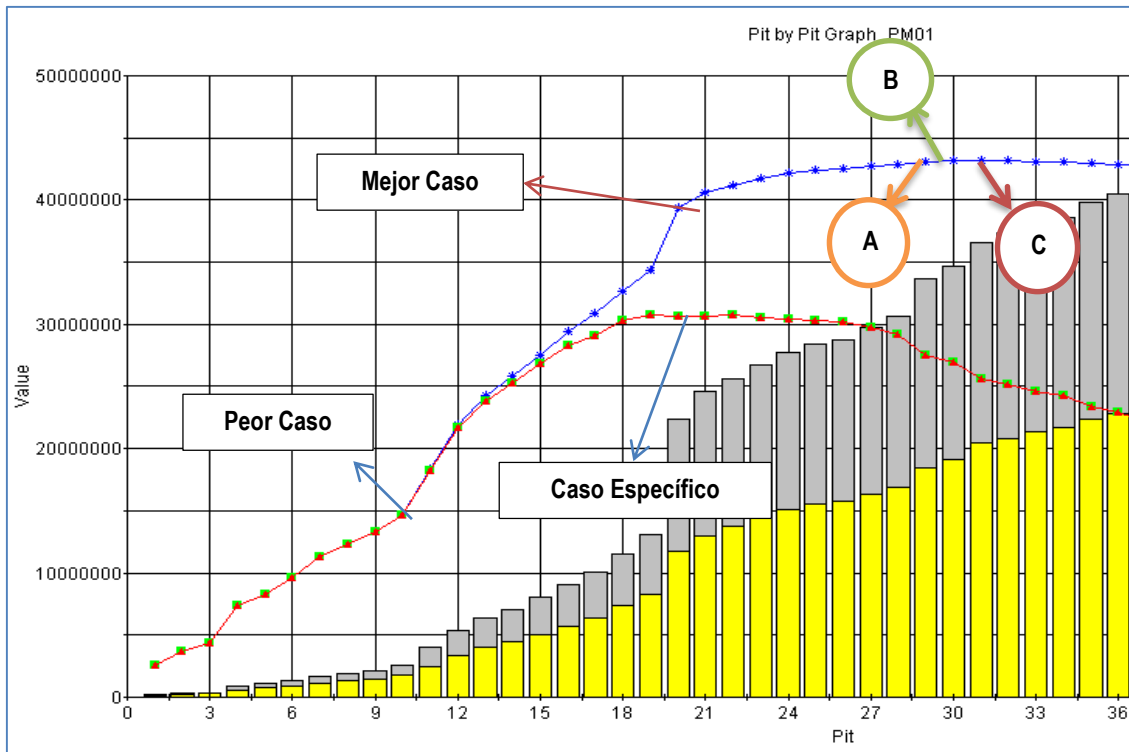


Figura 4.9.: El Pit by Pit Graph de la mina Tacaza.

Fuente: Whittle.

Dónde:

A = Pit N° 29

B = Pit N° 30

C = Pit N° 31

La pregunta que debemos contestar es: ¿Hasta que pit debemos minar, el cual pueda maximizar mi valor presente neto del yacimiento (Elemento Y) e incluya la Elemento X?

Para ello, analizamos cada pit anidado y los comparamos entre ellos. Los mejores pits con un valor actualizado neto alto son los pits 29, 30 y 31. Cabe recalcar que estos tajos cumplen con todas las restricciones operativas y condiciones económicas de la mina Tacaza.

Para poder contestar la pregunta planteada se debió analizar 2 factores de acuerdo a la siguiente tabla:

Tabla 4.4.: Resumen de las características de los pits seleccionados.

Pit N°	Mineral TM	Desmorte TM	Total TM	E/M	NPV US\$	Vida años
29	3,697,573	3,031,916	6,729,489	0.82	\$ 43,075,035	8.92
30	3,829,726	3,100,058	6,929,784	0.82	\$ 43,132,743	9.22
31	4,083,615	3,241,712	7,325,327	0.79	\$ 43,160,308	9.8

Fuente: Whittle.

Primero, el NPV obtenido:

- ✓ En el pit N° 29 se tiene un Valor Actual Neto de US\$ 43'075,035.
- ✓ En el pit N° 29 se tiene un Valor Actual Neto de US\$ 43'132,743.
- ✓ En el pit N° 29 se tiene un Valor Actual Neto de US\$ 43'160,308.

Por lo Tanto: En priori del mayor NPV elegimos el pit N° 31, aunque es cierto que la variación entre el pit N° 30 y el pit N° 31, es mínima en el NPV.

Segundo, la vida de la mina:

- En el pit N° 20 se tiene una vida de 8.92 años.
- En el pit N° 20 se tiene una vida de 9.22 años.
- En el pit N° 20 se tiene una vida de 9.80 años.

Por lo Tanto: La vida de la mina influye directamente en la permanencia del proyecto. Cuanto más larga sea la vida de la mina mayor tiempo será la obligación social que tendrá el proyecto con su área de influencia. Por decir, si una mina no incluye (o no es favorable) el Elemento X, tratara de terminar cuanto antes sus actividades productivas, ya sea por los problemas socio-ambientales o por cuidar sus beneficios. En este caso el pit elegido sería el pit N° 29 o quizás un pit menor. Sin embargo la mina Tacaza, si incluye el Elemento X (es favorable de algún modo. Para mayor detalle vea Capítulo III/ 3.2.2. Muestra/ punto 3.2.2.3), por lo que eligió el pit N° 31, el cual se diseñó en base al primer factor.

4.2.1.3. El pit final económico - pit n° 31.

El pit final para la mina Tacaza será el pit anidado N° 31. El cual, en resumen, tiene las siguientes características:

- ✚ El mineral total del pit final es de 4'083,615 TM.
- ✚ La ley promedio es de 1.233 %Cu.
- ✚ El desmonte que implica la extracción del mineral es de 3'241,712 TM.
- ✚ El material total en el pit final es de 7'325,327 TM.
- ✚ El stripping ratio es de 0.79.
- ✚ El valor actual neto operativo es de US\$ 43'160,308.
- ✚ La vida de la mina es de 9.80 años.

Nota Importante: Cabe recalcar que en Whittle no se disminuyó el tonelaje de Mineral que fue extraído en las labores subterráneas, que haciende en unos 250,000 TM de mineral.

Para incluir el mineral minado, los pits Shell de Whittle se exportaron a MineSight, en el que se realizó una equivalencia del pit final de Whittle-MineSight, ya que MineSight si nos permite descontar el mineral extraído en las labores subterráneas, pero la sobre estimación la topografía no es posible.

Las reservas en MineSight son:

Tabla 4.5: Reservas tentativas del pit final en MineSight:

RESUMEN DE RESERVAS EL PIT FINAL ECONOMICO						
Tajo Económico	Destino	Desmonte	Mineral	Beneficio	REM	Ley (%Cu)
Final	Planta	0	3,807,841	77,612,848	-1	1.24
Final	Botadero	3,865,582	0	-26,981,766	-1	0.02
Total:	Global	3,865,582	3,807,841	50,631,080	1.02	1.24

Fuente: MineSight y Whittle.

Recalcando los siguientes puntos

- El mineral total del pit final es de 3'807,841 TM.
- La ley promedio es de 1.24 %Cu.
- El desmonte que implica la extracción del mineral es de 3'865,582 TM.
- El material total en el pit final es de 7'673,423 TM.
- El stripping ratio es de 1.02.
- El valor actual neto operativo es de US\$ 36'259,472.
- La vida de la mina es de 8.69 años.

Vista del pit final económico dentro de MineSight:

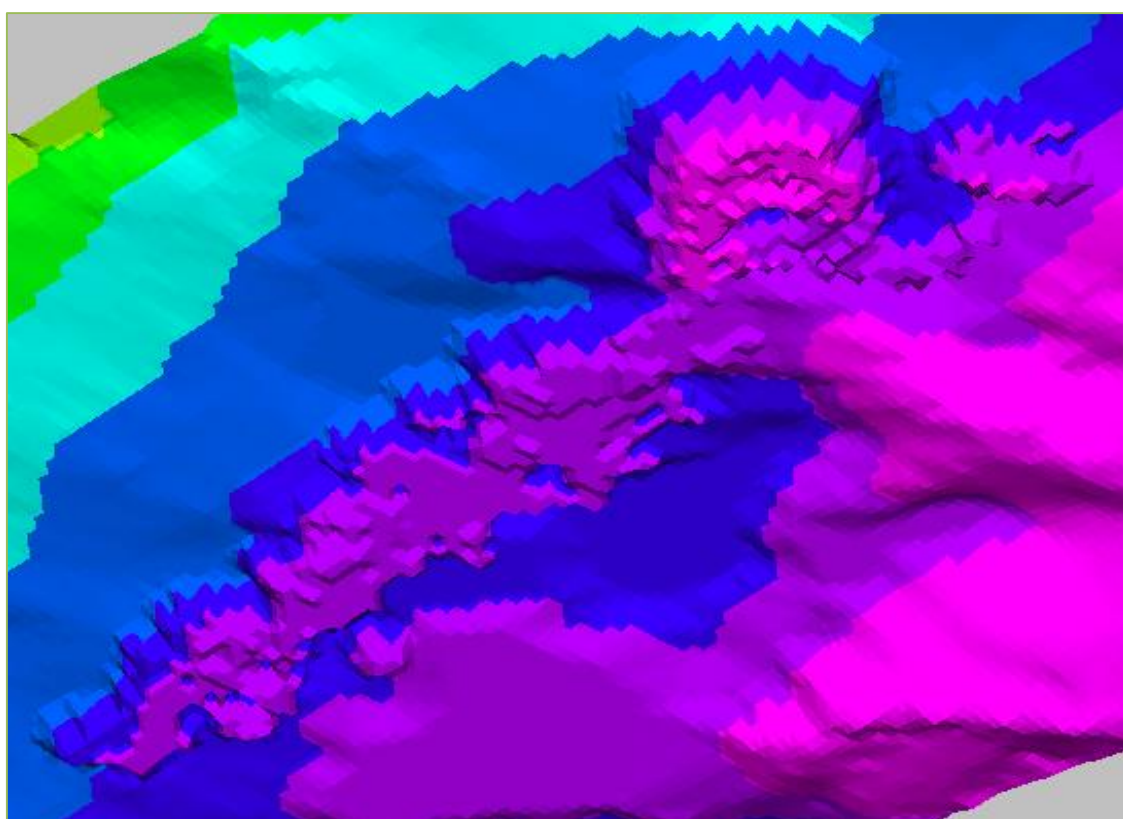


Figura 4.10: Vista del pit final económico de la mina Tacaza.

Fuente: Whittle.

El pit final económico también se puede apreciar en el anexo N° 5 - Plano A-02.

4.2.1.2. *Pit final operativo.*

Para el diseño del pit final operativo se utilizó únicamente MineSight 7.0., pero este software tuvo como base los GSF de Whittle. Las variables operativas fueron plasmadas

en esta parte y como resultado final se obtuvieron las reservas económicas totales del yacimiento tipo manto Tacaza.

Cabe recalcar que el diseño se realizó desde la fase 01 hasta la fase 05, es decir, que el pit final operativo no es más que la fase operativa 05. Los detalles del pit final operativo:

Tabla 4.6. Resumen de las reservas económicas del pit final operativo:

RESUMEN DE RESERVAS EL PIT FINAL					
Tajo Operativo	Destino	Desmonte	Mineral	S.R.	Ley (%Cu)
PH05	Planta	0	3,244,708	-1	1.27
PH05	Botadero	3,726,564	0	-1	-1
Total:	Global	3,726,564	3,244,708	1.15	1.27

Tabla 4.7. Reservas, ingresos y costos para el pit final operativo por banco:

BANCOS	MINERAL SULFURO SEC. FLOTADO		DESMONTE	RELACIÓN E/M	INGRESOS Y COSTOS DEEXTRACCIÓN			
	Toneladas	Recuperación de Cu (Lb)			Toneladas	S/R	Ingreso Bruto	Costo de Mineral
4365	0	0	9,268	-1	\$0	\$0	\$64,691	-\$64,691
4360	0	0	25,647	-1	\$0	\$0	\$179,016	-\$179,016
4355	0	0	46,111	-1	\$0	\$0	\$321,855	-\$321,855
4350	0	0	91,756	-1	\$0	\$0	\$640,457	-\$640,457
4345	0	0	200,477	-1	\$0	\$0	\$1,399,329	-\$1,399,329
4340	0	0	359,591	-1	\$0	\$0	\$2,509,945	-\$2,509,945
4335	24,787	419,677	601,951	24.28	\$1,049,192	\$765,918	\$4,201,618	-\$3,918,344
4330	179,705	3,271,437	635,206	3.53	\$8,178,592	\$5,552,885	\$4,433,738	-\$1,808,030
4325	321,580	6,635,821	609,479	1.90	\$16,589,553	\$9,936,822	\$4,254,163	\$2,398,568
4320	553,444	11,722,328	505,047	0.91	\$29,305,821	\$17,101,420	\$3,525,228	\$8,679,173
4315	600,211	12,355,615	379,206	0.63	\$30,889,038	\$18,546,520	\$2,646,858	\$9,695,660
4310	587,210	11,757,870	196,353	0.33	\$29,394,675	\$18,144,789	\$1,370,544	\$9,879,342
4305	470,830	10,042,571	44,687	0.09	\$25,106,427	\$14,548,647	\$311,915	\$10,245,865
4300	277,735	6,360,210	14,288	0.05	\$15,900,525	\$8,582,012	\$99,730	\$7,218,783
4295	135,187	3,641,221	2,221	0.02	\$9,103,053	\$4,177,278	\$15,503	\$4,910,273
4290	94,019	2,093,988	5,276	0.06	\$5,234,971	\$2,905,187	\$36,826	\$2,292,958
TOTAL:	3,244,708	68,300,739	3,726,564	1.15	\$170,751,847	\$100,261,477	\$26,011,417	\$44,478,953

Fuente de las tablas: Tesista.

De estos cuadros se resume lo siguiente:

- ✓ La máxima cota donde se ubicara la operación será el 4,365.
- ✓ La mínima cota donde se ubicara la operación será el 4,290.
- ✓ El número total de bancos que tendrá el pit será 15.

- ✓ El yacimiento tiene 3'244,708 TM de mineral con una ley promedio de 1.27 %Cu.
- ✓ El desmonte que se tendrá que extraer es 3'726,564 TM.
- ✓ La relación Estéril/Mineral promedio es de 1.15.
- ✓ El beneficio operativo total a percibir es de US\$ 44'478,953.
- ✓ La vida útil de la mina será de 8 años.

Vista del pit final operativo:

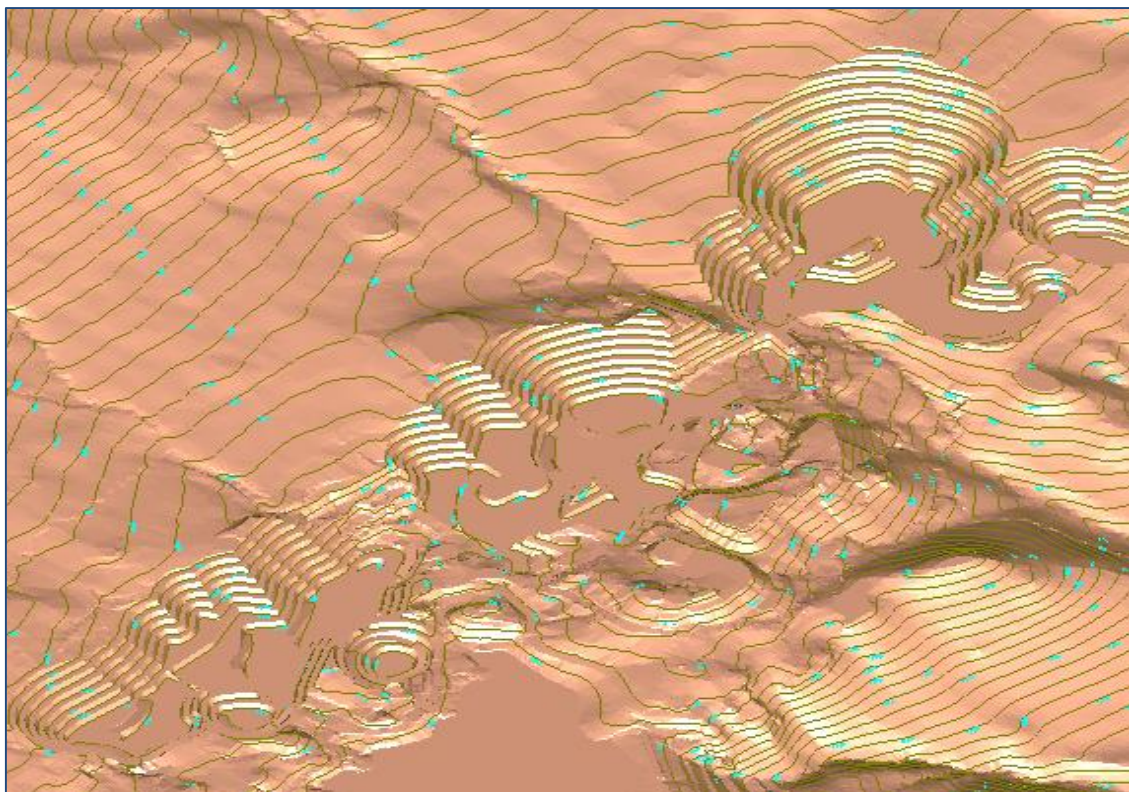


Figura 4.11.: Vista del pit final operativo de la mina Tacaza.

Fuente: MineSight.

4.2.2. Fases de minado.

4.2.2.1. Análisis de las fases de minado.

El diseño de las fases de minado se realizó en únicamente en Whittle de acuerdo al procedimiento de Gemcom Whittle *et al.* (2009) y bajo dos técnicas: El Fixed Lead y el Milawa NPV. Primero se utilizó el Milawa NPV para seleccionar las fases de minado

más rentables. Luego se utilizó el Fixed Lead para suavizar los resultados obtenidos por Milawa NPV, en especial la parte operativa, el cual debe cumplir los principios de minado por pushback.

Según Muñoz (2012), el diseño geométrico de las fases se vuelve en una tarea crítica y a la vez se convierte en una herramienta para minimizar la variación de la valorización inicial. El diseño geométrico de las fases empieza en la selección de fases de minado económicas, las cuales deben cumplir, de alguna manera, con las restricciones operativas. El criterio a tener en cuenta es **el ancho de minado**, que es el paso operativo de una fase a otra. En cuanto a las recomendaciones de Muñoz sobre que el paso de fase a fase sea lo más provechosa posible en cuantos a rampas y salidas se ven más en el diseño operativo de las fases de minado.

Por otra parte, la variable de Capacidad de Peirano (2011), cobra mayor fuerza en el diseño de las fases minado, puesto que, en este parte no solo deberá contemplarse el ritmo de producción sino también el costo de oportunidad anual, esto hará que se maximice la rentabilidad en función de capacidad y costos de oportunidad.

Para incorporar la Capacidad en el diseño de las fases, se ha empleado Gemcom Whittle que posee un algoritmo único para diseñar las fases de minado que maximicen el valor presente neto: El Milawa NPV. Y para incluir las recomendaciones de Muñoz se ha suavizado las fases de minado económicas con el algoritmo de Fixed Lead.

Veamos un resumen del análisis de las fases de minado dentro de Whittle:

FIXED LEAD – Modo Manual:

Con este método se seleccionaron manualmente los pits 10, 14, 19, 21 y 31 como potenciales fases de minado en base a su mayor rentabilidad previamente establecido por Milawa NPV. El criterio operativo que se ha seguido es 4 bancos minados/ por fase. Cabe recalcar que al realizar esta selección, Whittle no solo selecciona las fases de minado, sino que también establece un planeamiento estratégico de la producción en base a esta selección. En esta sección solo veremos las fases de minado, la parte de planeamiento estratégico de la producción lo veremos a detalle en su sección.

Los resultados obtenidos se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 4.8. Resumen de las fases de minado generados por el método de FL, el cual pertenece al Specified Case:

Pit Nº	Waste	Ore	Strip	CU	NPV (US\$)	NPV (US\$)	Life (years)	Life (years)
	Tonnes	Tonnes	Ratio	Grade	best	specified	best	specified
10	155,000	356,000	0.46	1.918	\$14,644,944	\$13,473,400	0.81	0.81
14	514,000	900,000	0.59	1.645	\$25,792,883	\$23,729,560	2.05	2.05
19	973,000	1,650,000	0.6	1.456	\$34,305,326	\$31,560,600	3.77	3.77
21	2,317,000	2,602,000	0.92	1.409	\$40,629,876	\$37,379,600	6.42	5.94
31	3,231,000	3,942,694	0.79	1.233	\$43,160,308	\$39,707,200	9.8	9

Fuente: Whittle.

Como se puede apreciar, en la tabla anterior, la rentabilidad obtenida en cada fase económica, el cual se reporta en la columna Specified, existe un desfase al Best Case (3.4 millones de US\$ menos). Ello se debe a que se realizó una suavización, que consiste en respetar el ancho de minado, corregir reservas inexistentes estableciendo un factor de castigo y estableciendo un balance de producción de mineral y desmonte que es más regular del que se obtuvo por Milawa NPV. Sin embargo, habíamos mencionado en el capítulo II Revisión de la Literatura, que es importante, en la evaluación de las fases de minado, que la rentabilidad diseñada dentro del Specified Case este lo más cerca al Best Case, ya que ello ceñirá el diseño de la secuencia de minado a una mayor rentabilidad. Todas estas consideraciones se tuvieron en cuenta de acuerdo a las recomendaciones Trillo, Peirano, Calder, Koniaris y McCann (2011).

Veamos el acople del Specified Case dentro del pit by pit Graph para mejor ilustración:

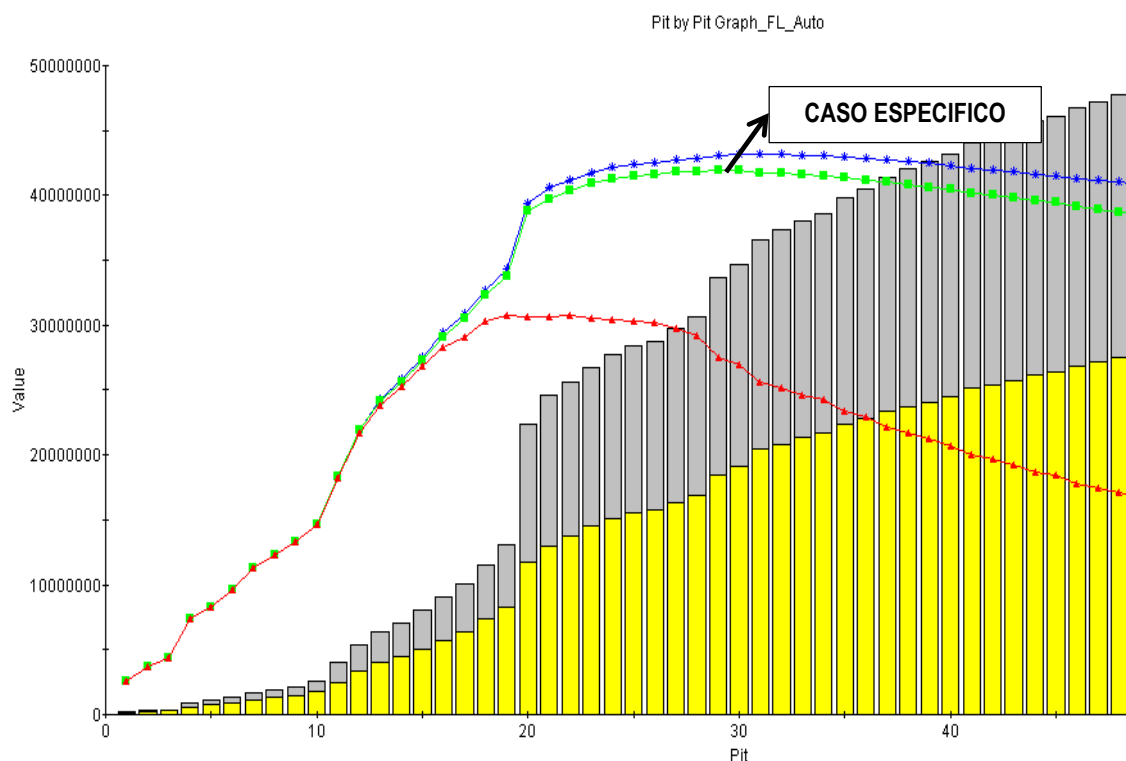


Figura 4.12.: Grafica del PbPG para Fixed Lead de la mina Tacaza.

Fuente: Whittle.

4.2.2.2. Operatividad de las fases de minado.

Los pits económicos seleccionados por Whittle se les dieron operatividad dentro de MineSight, así como ya se había mencionado en el punto 4.4.2 “PIT FINAL OPERATIVO”, teniendo en cuenta las restricciones operativas a través de los GSF. Además de ello se les generó una equivalencia dentro MineSight, para generar cierta validez de resultados. Véase esta equivalencia en la siguiente tabla:

Tabla 4.9. Fases de minado seleccionadas por Whittle y su denominación dentro de MineSight:

Whittle		MineSight		
Pit N°	Equivalencia dentro de MS	Fase de Minado	Denominación	
10	32	1	PH 01	
14	34	2	PH 02	
19	36	3	PH 03	
21	37	4	PH 04	
31	1	5	PH 05 ó PIT FINAL	

Fuente: Tesista y MineSight.

Cabe mencionar que, al realizar el diseño geométrico operativo de las fases de minado, se genera **un desfase en la rentabilidad operativa**, en las reservas de mineral y cantidad de material estéril.

Ahora, no existe una regla estándar que te delimite el desfase de rentabilidad y lo califique como “buen diseño”, sin embargo citaremos dos principios medianamente aceptados:

- a. Calder, Koniaris y McCann (1996): “La variación económica en pits de gran dimensión debe ser como máximo un 5% entre el pit económico y el pit operativo”.
- b. Msc. Ing. Ronald Benito López (2013): “La variación económica en pits de pequeña dimensión es más notoria, incluso se da el caso en que existen pits económicamente rentables como pits económicos pero que al darles operatividad pierden su rentabilidad”.

Entonces, para el caso de la mina Tacaza, en el que se presenta tajos de pequeña dimensión en sus distintas fases se tomó como guía un 15% máximo entre el desfase global del pit económico y el pit operativo. Tras el diseño y los análisis se obtuvo un 12 % de variación global. El análisis completo de las variaciones económicas entre los pits económicos y los pits operativos de cada fase se muestran en el anexo N° 6. Aclarado ello, ilustraremos en diseño operativo de cada fase de minado en las siguientes imágenes:

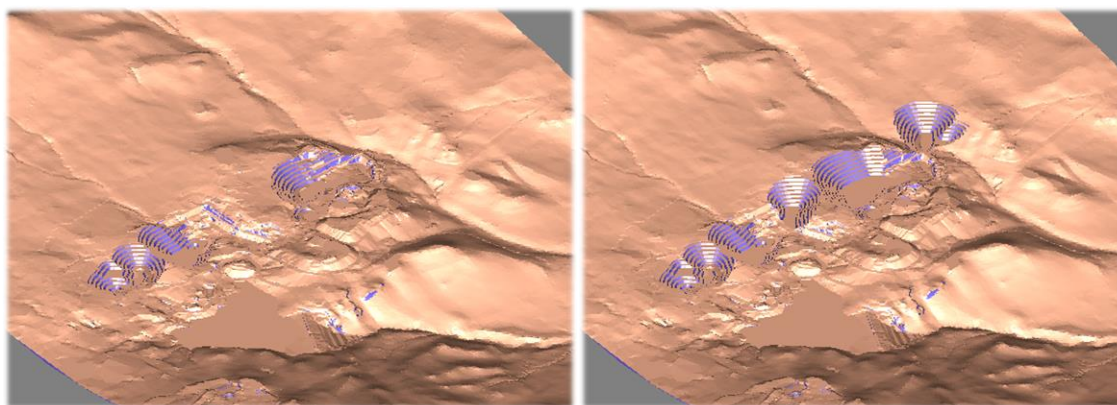


Figura 4.13.: Derecha: vista de la fase 01. Izquierda: vista de la fase 02.

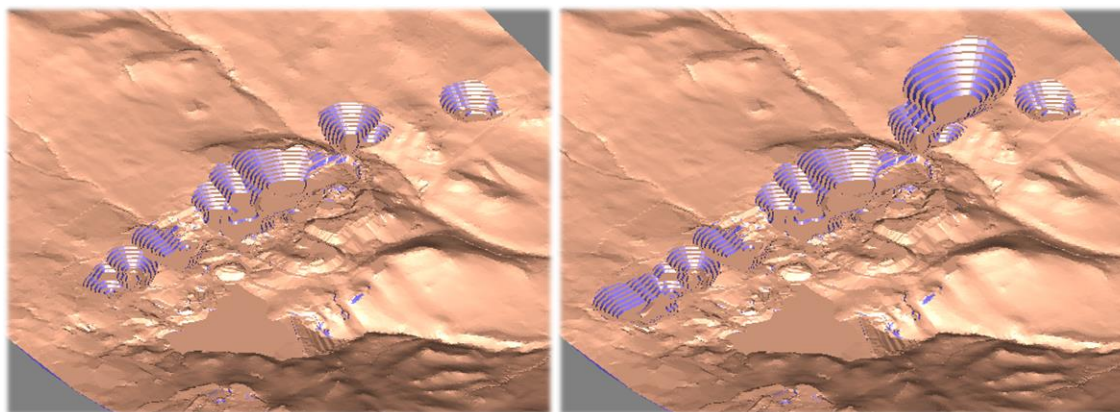
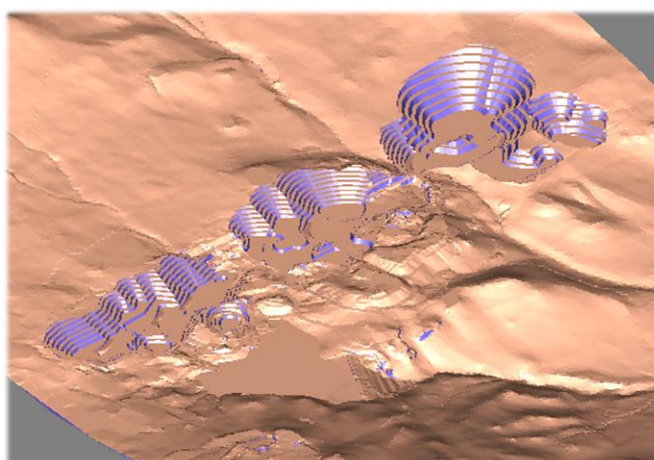


Figura 4.14: Derecha: vista de la fase 03. Izquierda: vista de la fase 04.



Las fases de minado del 01 al 05 también se pueden apreciar en el anexo N° 7 - Plano A-03, A-04, A-05, A-06 y A-07.

Figura 4.15.: Vista de la fase 05 de la mina Tacaza.

Fuente de las imágenes: MineSight.

4.2.2.2.1. *Resumen de las reservas de las fases de minado.*

Resumiremos los datos más relevantes de cada fase en la siguiente tabla:

Tabla 4.10. Resumen de datos de las 5 fases de minado:

Fase de Minado	Desmonte Tons	Mineral Tons	Material Total Tons	Ley Promedio % Cu	Relación E/M S.R.	INGRESOS Y COSTOS DE EXTRACCION		
						Ingreso Bruto	Costo de Ex.	Ingreso Neto
Fase01	331,391	403,385	734,776	1.65	0.82	\$27,496,124	\$14,777,706	\$12,718,418
Fase02	487,305	390,290	877,595	1.43	1.25	\$23,102,635	\$15,461,350	\$7,641,285
Fase03	420,103	447,901	868,004	1.32	0.94	\$24,457,718	\$16,772,460	\$7,685,258
Fase04	1,614,951	830,187	2,445,138	1.32	1.95	\$45,366,833	\$36,925,136	\$8,441,696
Fase05	872,584	1,172,871	2,045,455	1.04	0.74	\$50,324,408	\$42,332,350	\$7,992,058
TOTAL:	3,726,334	3,244,634	6,970,968	1.27	1.15	\$170,747,717	\$126,269,002	\$44,478,715

Fuente: Tesista.

Vista de las 5 fases de minado:

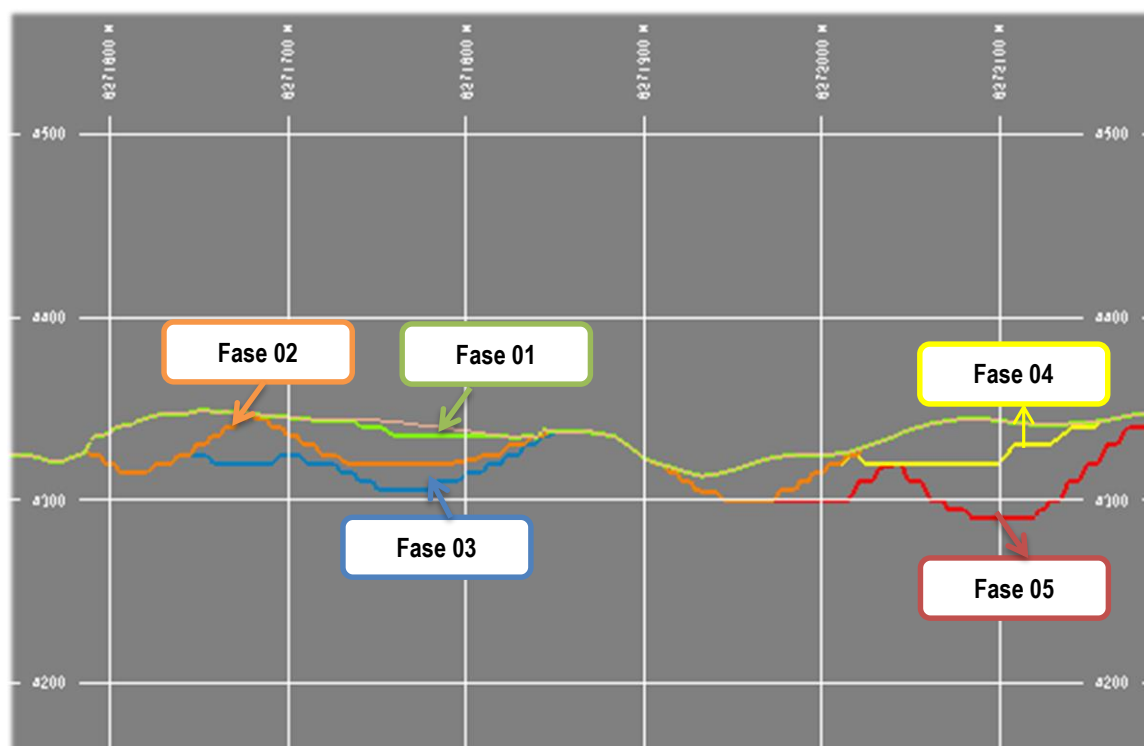


Figura 4.16.: Vista sección EW 314710 de las 5 fases de minado de la mina Tacaza.

Fuente: MineSight.

4.2.2.2.2. *Tendencia direccional óptima.*

La tendencia direccional óptima para la secuencia de minado de la mina Tacaza es dispersa y dinámica a la vez; ya que en ocasiones muestra una expansión en una sola dirección (NS y NO) hasta una expansión de 180°, así lo muestra las expansiones de los 5 fases de minado.



Figura 4.17.: Vista real de la tendencia direccional optima en la mina Tacaza.

Fuente: Mina Tacaza.

4.2.3. Los botaderos.

Para el diseño de todos los botaderos se **utilizó únicamente el software MineSight** que en base a la literatura expuesta por la BS Consultores (2009), el cual refiere que el diseño de las fases de minado debe estar acompañado del diseño de sus botaderos para generar un buen flujo de minado. Es por ello que, en la mina Tacaza, se ha considerado un factor relevante la disposición de botaderos, ya que los terrenos de la concesión San Salvador 27 son pequeños y limitados. Véase el proceso del diseño de botaderos a continuación:

4.2.3.1. *Fundamentación.*

El manejo de los desmontes, los cuales deben ser extraídos paralelos al mineral, es de vital importancia para lograr un buen flujo de minado, el cual, evitara la perdida de los beneficios al extraer el mineral del yacimiento tipo manto Tacaza (BS Consultores, 2009).

En las 5 fases de minado de la mina Tacaza se tendrá desmonte, el cual deberá ser dispuesto en botaderos adecuados, los cuales deben reunir características como: Un

terreno separado, aspectos de diseño (datos geomecánicos), y condiciones de operación y mantenimiento, que deben ser fundamentados por un estudio apartado, los cuales escapan del alcance de este estudio. Sin embargo, de acuerdo al D.S. N° 055-2010-EM, sí se detallara los aspectos de operación proyectada. Para el caso de la mina Tacaza, se optó por botaderos tipo “Laderas, Quebradas y Tortas” por las condiciones geográficas del terreno que presenta la mina; y su disposición será de tipo “Dinámico”, lo que significa que para cada fase de minado se tendrá un botadero adecuado, habilitado y con condiciones que favorezcan la explotación de cada fase de minado (BS Consultores, 2009).

4.2.3.2. *Proyección de los botaderos.*

Se ha proyectado solo tres zonas para los botaderos, que incluyen desde la extracción de la fase 01 hasta parte de la fase 04. El motivo de no incluir todas las fases de minado y por ende no prever el manejo de todo el desmonte, se debe a que la extensión de los terrenos de la concesión donde se halla la mina Tacaza se encuentra limitado en su disposición. Sin embargo, se tiene la expectativa de que las condiciones sociales mejoren y se disponga de un terreno adicional para la disposición de otro botadero para la fase 04 y 05.

Con las tres zonas bien definidas se han proyectado 4 botaderos:

- 1) Botadero Central – Este (CE).
- 2) Botadero Norte (Nor).
- 3) Botadero Central – Este Ampliación (CE-AM)
- 4) Botadero Central – Oeste (CW).

Veamos la distribución de estos botaderos en las tres zonas mencionadas:

1) **La zona Central – Botadero Central-Este:**



Figura 4.18.: Vista del terreno para el futuro botadero Central-Este (CE).

Fuente: Mina Tacaza.

2) La zona Norte – Botadero Norte:



Figura 4.19.: Vista del terreno para el futuro botadero Norte (Nor).

Fuente: Mina Tacaza.

3) La zona Central - Botadero Ampliación Central – Este (CE-WID):



Figura 4.20.: Vista del terreno para el botadero Ampliación Central-E. (CE-WID).

Fuente: Mina Tacaza.

4) La zona Oeste - Botadero Central – Oeste (CW):

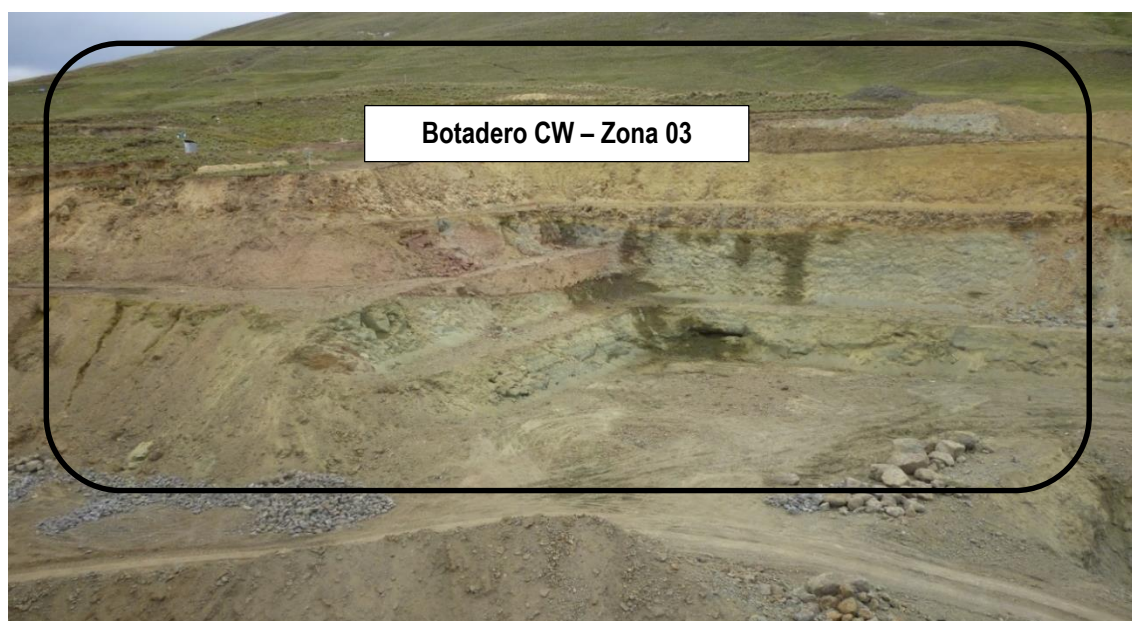


Figura 4.21.: Vista del terreno para el futuro botadero Central - Oeste (CW).

Fuente: Mina Tacaza.

4.2.3.3. *Diseño y secuencia de llenado de cada botadero.*

Cada botadero se diseñó en la zona proyectada de acuerdo a los factores de diseño que se detallaron en los parámetros técnicos y las recomendaciones de diseño de la BS

Consultores (2009). Para el caso de los botaderos estos aspectos se detallan en la tabla 3.15.

Solo recalcaremos que a consecuencia de que el 85% del material estéril estará compuesto por la roca retrabajada superior, el ángulo OverAll que se obtuvo por pruebas geomecánicas para los botaderos fue de 35°. Los demás aspectos también siguen el mismo proceso.

Veamos a detalle la secuencia de llenado de cada botadero y su capacidad total:

4.2.3.3.1. Botadero central – este (CE).

Este botadero estará en la zona central – sector 1 y será de tipo Ladera de acuerdo a las condiciones topográficas según refiere la BS Consultores (2009). Además estará compuesta por 4 etapas de 10 a 20 m de altura cada etapa (por seguridad). Cabe recalcar que este botadero será dispuesto para la fase 01 de la mina Tacaza. La secuencia de llenado se mostrara en las siguientes imágenes:

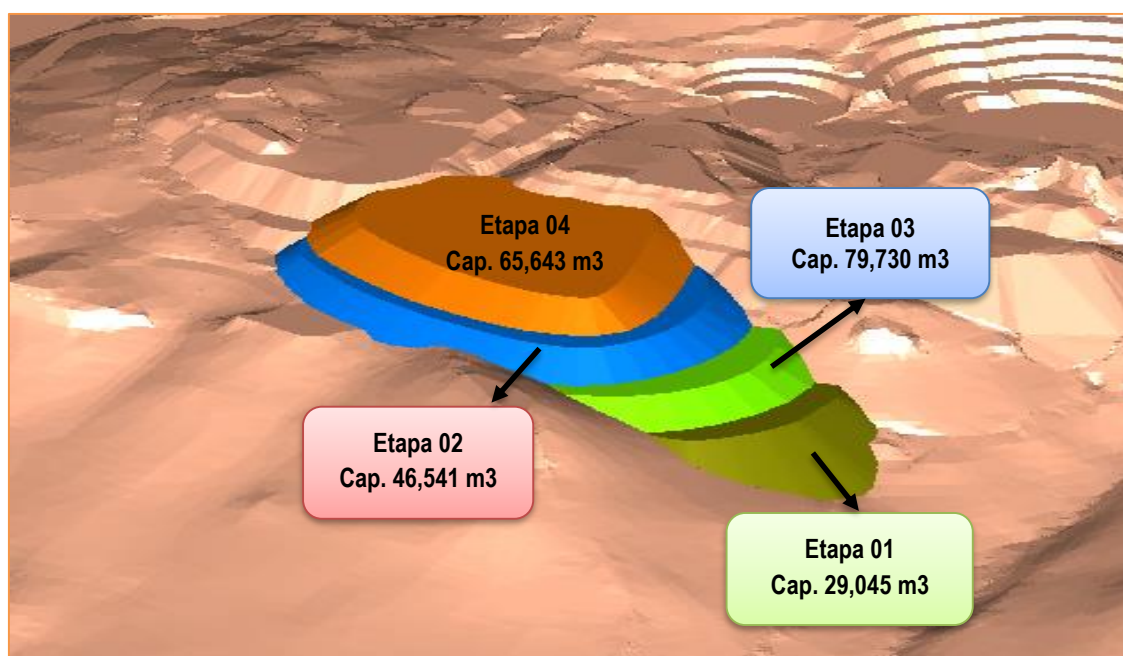


Figura 4.22.: Vista de la Etapa 04 del botadero Central - Este (CE).

4.2.3.3.2. Botadero norte (Nor).

Este botadero estará en la zona norte y será de tipo Quebrada de acuerdo a las condiciones topográficas según refiere la BS Consultores (2009). Además estará compuesta por 3 etapas de 10 a 20 m de altura cada etapa (por seguridad). Cabe recalcar que este botadero será dispuesto para la fase 02 y fase 03 de la mina Tacaza. La secuencia de llenado se mostrara en la siguiente imagen:

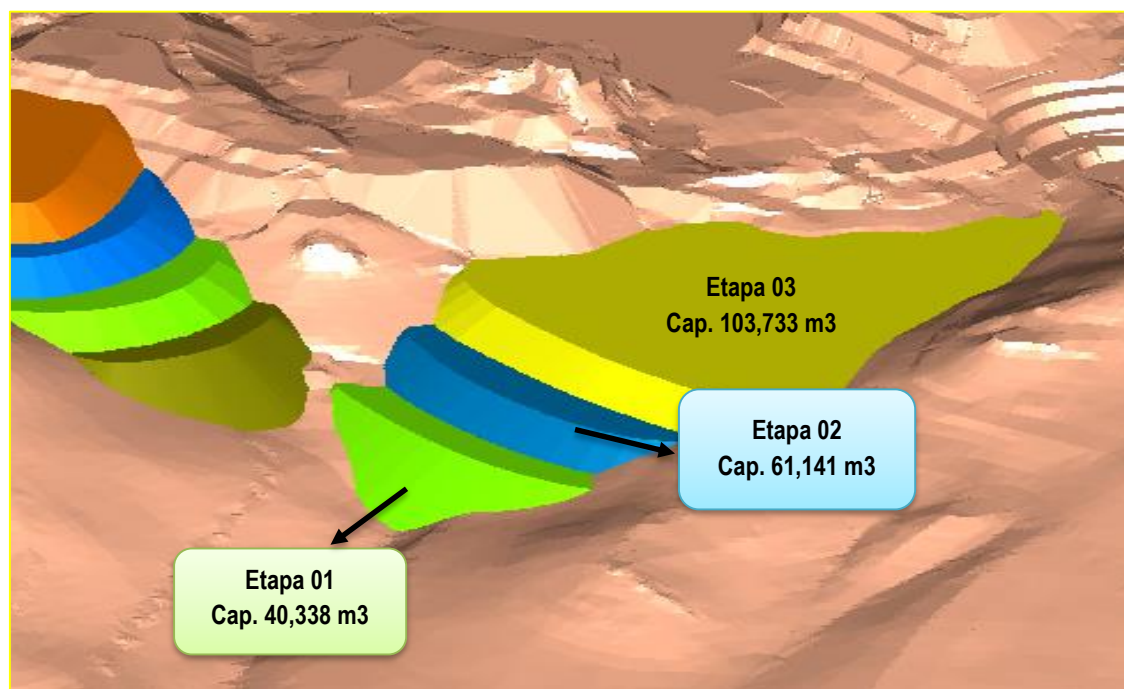


Figura 4.23.: Vista de la Etapa 03 del botadero Norte (Nor).

4.2.3.3.3. Botadero ampliación central - este (CE-WID).

Este botadero estará en la zona central – sector 2 y será de dos tipos: Ladera y Pilas de acuerdo a las condiciones topográficas según refiere la BS Consultores (2009). Además estará compuesta por 3 etapas de 10 a 20 m de altura cada etapa (por seguridad). Cabe recalcar que este botadero será dispuesto para la fase 03 y fase 04 o 05 de la mina Tacaza.

La secuencia de llenado se mostrara en la siguiente imagen:

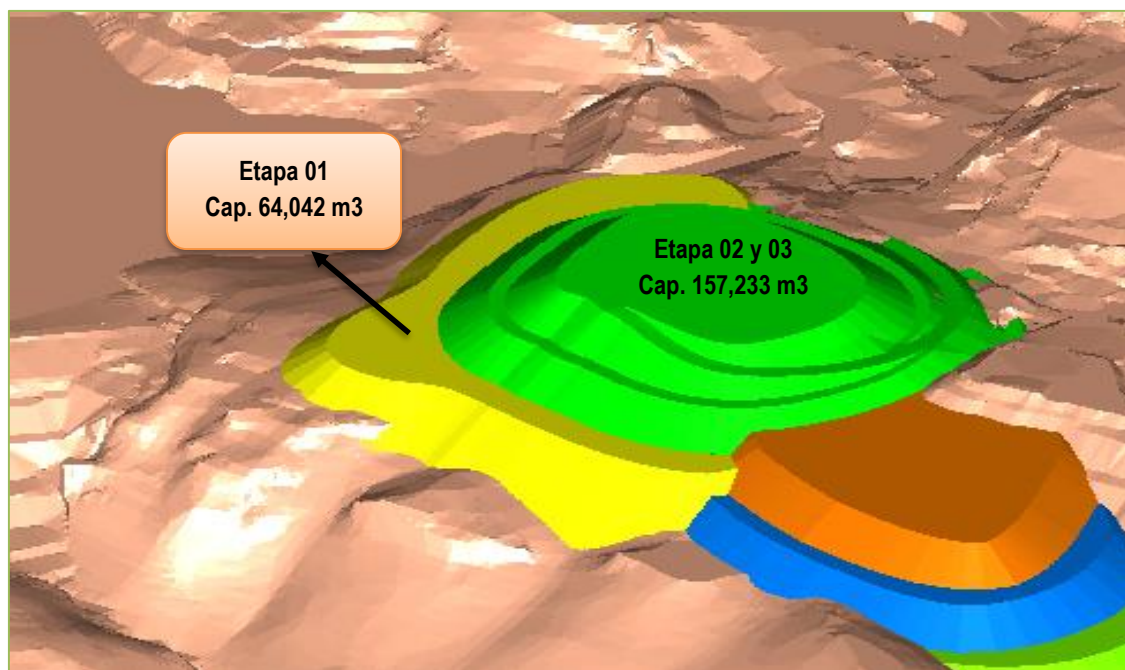


Figura 4.24.: Vista de la Etapa 02 y 03 del botadero Ampliación Central – Este (CE-WID).

4.2.3.3.4. Botadero central - oeste (CW).

Este botadero estará en la zona oeste y será de tipo Ladera de acuerdo a las condiciones topográficas según refiere la BS Consultores (2009). Además estará compuesta por 4 etapas de 10 a 20 m de altura cada etapa (por seguridad). Cabe recalcar que este botadero será dispuesto para la fase 04 de la mina Tacaza. La secuencia de llenado se mostrara en la siguiente imagen:

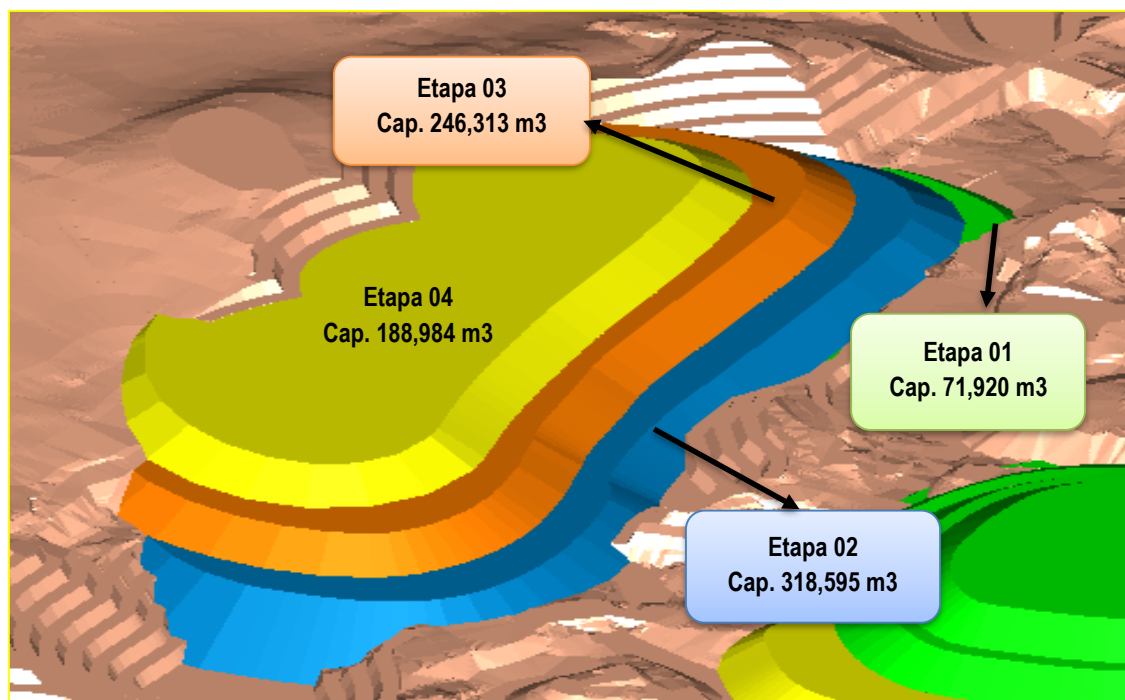


Figura 4.25.: Vista de la Etapa 04 del botadero Central - Oeste (CW).

4.2.3.4. Capacidad Planificada de Cada Botadero.

Cada botadero diseñado tiene una capacidad planificada para la disposición de material estéril con volumen in situ para cada fase de minado.

Ahora, resumiremos los datos relevantes de cada botadero en la siguiente tabla:

Tabla 4.11. Resumen global de todos los botaderos:

Botadero	N° Etapas	Altura	Capacidad	
		M	M3	Tons
Central - Este (CE)	4	55	220,959	430,871
Norte (Nor)	3	40	205,262	400,261
Central - Este Ampliación (CE-AM)	3	45	221,275	431,486
Central - Oeste (CW)	4	55	825,812	1,610,334
Total:	14	195	1,473,308	2,872,952

Fuente: Tesista.

4.2.4. Planeamiento estratégico de la producción.

4.2.4.1. Fundamentos.

Realizar el planeamiento estratégico de la mina Tacaza de la producción ha sido la tarea más tediosa y laboriosa, pues trató de una acción de conciliación, análisis y reestructuración. Para ello no solo se utilizó **el planeamiento estratégico de Whittle**, sino que también se apoyó el diseño en recomendaciones **de MSEP** y de un análisis por parte **MSIP** (ambos componentes pertenecen a MineSight). Asimismo se siguió todas las recomendaciones que refieren Peirano *et al.* (2011) para la elaboración del el planeamiento estratégico de la mina Tacaza. Básicamente el diseño tuvo la siguiente secuencia:

- a) Exportación de archivos con la extensión *.dxf desde **Whittle**, que contenían los límites de minado por cada periodo - en el anexo N° 7 – plano A-08 se muestran el periodo 2 exportado desde Whittle - (Gemcom Whittle, 2009).
- b) Importación de archivos con la extensión *.dxf con **MineSight**.
- c) Diseño de los macro cortes por fase y por periodo en **MineSight** - en el anexo N° 7 – plano A-09 se muestran el periodo 2 rediseñado en MineSight - (Leica Geosystems, 2009).
- d) Análisis de reservas y movimiento de material por parte MSIP - MineSight (Leica Geosystems, 2009).
- e) Análisis de rentabilidad y reestructuración del plan de acuerdo a los objetivos operacionales (Peirano *et al.*, 2011).
- f) Manejo de resultados del planeamiento estratégico de la producción (Peirano, Chura, Calder, Koniaris y McCann, 2011).

Esto, en resumen, nos ha entregado un planeamiento estratégico de la producción para la mina Tacaza.

4.2.4.2. Objetivos operacionales a largo plazo.

Los objetivos operacionales a largo plazo para la mina Tacaza se establecieron de acuerdo a la BS Consultores (2009) en base a los resultados de los pits económicos y los

pits operativos, a las recomendaciones MSEP y por su puesto al objetivo empresarial. Estos objetivos son:

1. Maximizar el valor presente neto que nos permita obtener la óptima valorización de la mina Tacaza.
2. La producción anual de mineral será 438,000 TM.
3. La remoción de desmonte anual será 503,700 TM.
4. La relación E/M proyectado será 1.15, lo cual nos da un movimiento de material de 941,700 TM/año.
5. A lo largo de toda la vida de la mina se debe extraer un total de 3'244,634 TM de mineral, 3'726,334 TM de desmonte con una ley promedio proyectada de 1.27% Cu.
6. El cobre fino total que deberá obtenerse será de 30,905 TM Cu-fino.
7. El primer año deber minarse por lo menos 438,000 TM de mineral con una ley promedio de 1.60% Cu, con lo cual debe producirse 5,256 TM Cu-fino.
8. Hasta el 4to año de vida de la mina, se debe haber extraído un total de 1'773,900 TM de mineral, con lo cual debió producirse un total de 18,626 TM Cu-fino.
9. En el cuarto año deber minarse por lo menos 438,000 TM de mineral con una ley promedio de 1.20% Cu, con lo cual debe producirse 3,942 TM Cu-fino.
10. La relación E/M en el cuarto año será 1.62, lo cual nos da un máximo ratio de minado en este periodo con 1'145,651 TM de material.

4.2.4.3. *Plan de minado.*

En base a los objetivos operacionales, el diseño de las fases de minado y la proyección de botaderos, se obtuvo el siguiente plan de minado para la mina Tacaza:

Año 0 (2012): Estado de la mina Tacaza al final del año 2012, antes del inicio del plan de minado de este estudio.

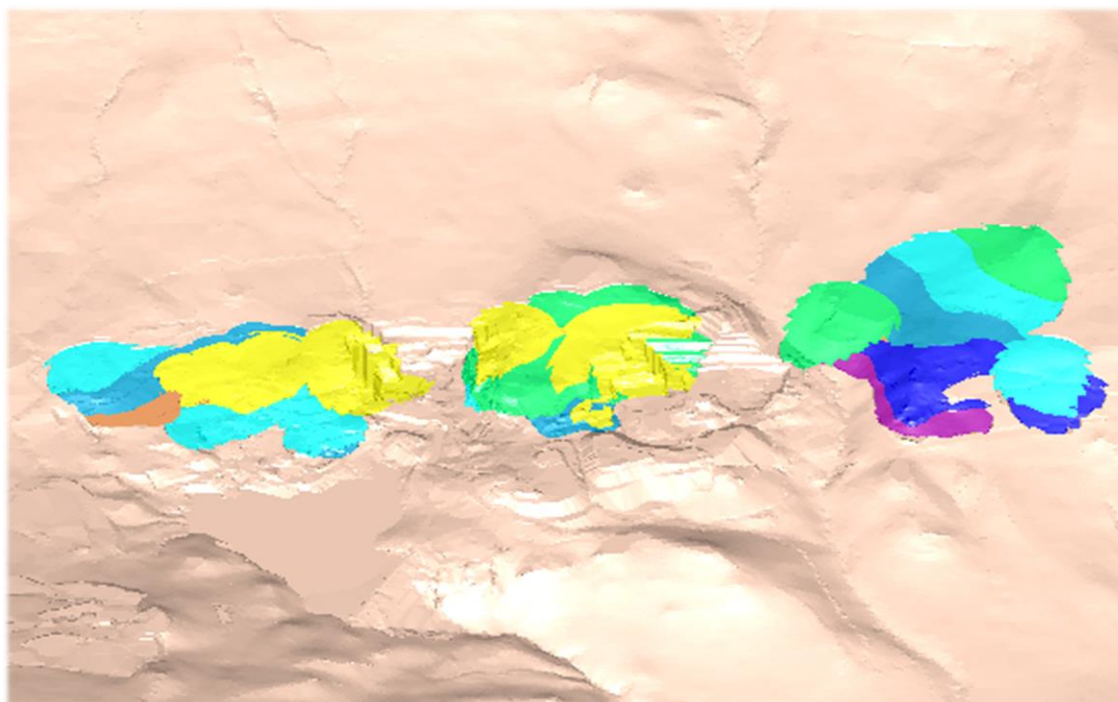


Figura 4.26.: Vista actual de la mina Tacaza.

Año 1 (2013): En el 1er año deberá minarse por completo la fase 1, esto implica minar tanto el tajo de la zona central como el tajo sur de esta fase que tienen un total de 381,276 TM de mineral. Además, deberá minarse el tajo central de la fase 2, del cual debe extraerse 48,090 TM de mineral del tajo central de esta fase. Este primer periodo tendrá una ley promedio de 1.64% Cu. El desmonte total que se depositara en ese año será de 509,601 TM el cual se dispondrá, en su totalidad del botadero Central – Este y en la etapa 1 del botadero Ampliación Central - Este. Con respecto a mineral marginal, se dispondrá de un total de 9,089 TM con una ley promedio de 0.55% Cu, el cual deberá ser depositado en el Stockpile.

Veamos el balance de movimiento de material en la siguiente tabla, e imagen respecto al periodo 01:

Tabla 4.12. Balance de material para el periodo 01:

Period	Production Source	Zone P	Dump CE	Dump CE-WID	LG Stockpile		Mill		Grand Total	
			Tonnes	Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG	Tonnes	S.R.
Period 01	PH 01	Center	69,369.11				70,939.33	1.69	140,308.44	0.98
		South	186,177.42	78,730.45	9,089.05	0.55	310,337.41	1.71	584,334.32	0.88
	PH 01 Total		255,546.53	78,730.45	9,089.05	0.55	381,276.74	1.70	724,642.76	0.90
	PH 02	Center	175,324.47				48,090.85	1.10	223,415.33	3.65
Period 01 Total			430,871.00	78,730.45	9,089.05	0.55	429,367.59	1.64	948,058.09	1.21

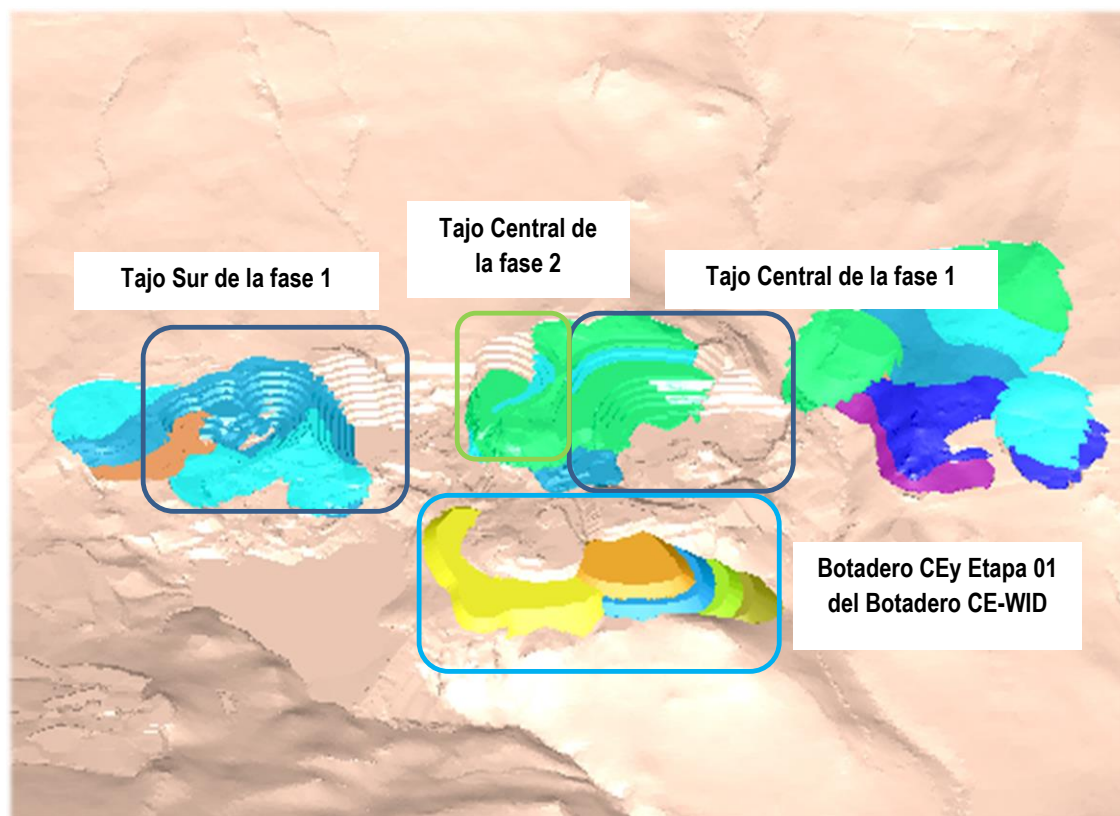


Figura 4.27.: Vista del primer año de minado de la mina Tacaza

Año 2 (2014): En el 2do año deberá minarse por completo la fase 2, esto implica culminar tanto el tajo de la zona central como el tajo norte de esta fase que tendrá un mineral total remanente de 297,099 TM de mineral. Además deberá minarse parte del tajo central de la fase 3, del cual debe extraerse 116,098 TM de mineral, también parte de la zona norte de la fase 4, del cual solo se removerá desmonte. Este segundo periodo tendrá una ley promedio de 1.44% Cu. El desmonte total que se depositara en ese año será 600,440 TM, el cual se dispondrá de la siguiente manera: Parte del desmonte del tajo central de la fase 2 se dispondrá en la etapa 2 del botadero Ampliación Central – Este, la otra parte del desmonte se depositara en la etapa 1 del botadero Norte y en el botadero UN (no definido todavía). El desmonte proveniente del tajo central de la fase 3 se depositara en la etapa 2 del botadero Ampliación Central – Este. Mientras que el desmonte del tajo norte de la fase 2 se dispondrá en la etapa 1 del botadero Norte, asimismo el desmonte del tajo norte de la fase 4 se dispondrá la etapa 2 del botadero Norte. Con respecto a mineral marginal, se dispondrá de un total de 13,419 TM con una ley promedio de 0.54% Cu, el cual deberá ser depositado en el Stockpile.

Veamos el balance de movimiento de material en la siguiente tabla, e imagen respecto al periodo 02:

Tabla 4.13. Balance de material para el periodo 02:

Period	Production Source	Zone P	Dump CE-WID	Dump Nbr	Dump UN	LG Stockpile		Mill		Grand Total	
			Tonnes	Tonnes	Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG	Tonnes	S.R.
PH 02	Center	North	85,759.86	52,820.43				205,698.40	1.53	344,278.69	0.67
			157,557.89	5,633.69		13,419.48	0.54	91,400.60	1.52	268,011.66	1.93
Period 02	PH 02 Total		243,317.75	58,454.12		13,419.48	0.54	297,099.01	1.53	612,290.35	1.06
PH 03	Center	North	109,437.80		93,832.15			116,088.83	1.23	319,358.79	1.75
				95,398.42						95,398.42	0.00
Period 02 Total			352,755.55	153,852.54	93,832.15	13,419.48	0.54	413,187.84	1.44	1,027,047.56	1.49

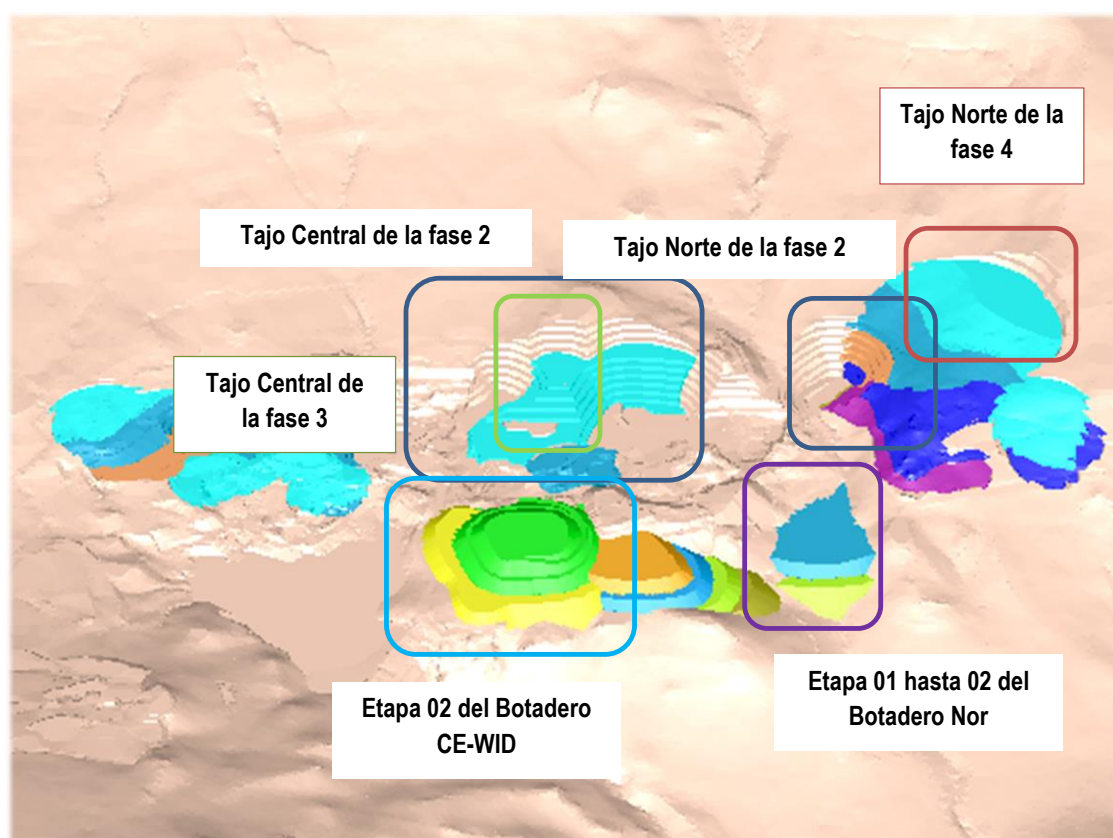


Figura 4.28.: Vista del segundo año de minado de la mina Tacaza.

Año 3 (2015): En el 3er año deberá minarse por completo la fase 3, esto implica minar el tajo de la zona central como el tajo norte de esta fase que tendrá un mineral total remanente de 205,353 TM de mineral. Además se continuara minado parte de zona norte de la fase 4 y se inicia con el minado del tajo sur de esta misma fase. También se inicia el minado de la fase 5, en la zona norte como acople de la fase 4, y la zona sur del cual debe extraerse 148,070 TM de mineral. Este tercer periodo tendrá una ley

promedio de 1.25% Cu. El desmante total que se depositara en ese año será 633,962 TM el cual se dispondrá de la siguiente manera: Todo el desmante remanente de sus zonas de la fase 3 se dispondrá en la etapa 3 del botadero Norte. El desmante proveniente del tajo norte y del tajo sur de la fase 5 se depositara en el botadero UN (no definido todavía). Mientras que el desmante del tajo sur y tajo norte de la fase 4 se dispondrá en la etapa 1 del botadero Central - Oeste. Con respecto a mineral marginal, se dispondrá de un total de 21,624 TM con una ley promedio de 0.61% Cu, el cual deberá ser depositado en el Stockpile.

Veamos el balance de movimiento de material en la siguiente tabla, e imagen respecto al periodo 03:

Tabla 4.14. Balance de material para el periodo 03:

Period	Production Source	Zone P	Dump CW	Dump Nör	Dump UN	LG Stockpile		Mill		Grand Total	
			Tonnes	Tonnes	Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG	Tonnes	S.R.
PH 03	Center	North		115,999.78		2,951.85	0.64	238,548.23	1.37	357,499.86	0.50
				89,353.83		968.37	0.66	62,000.93	1.18	152,323.12	1.46
PH 03 Total				205,353.60		3,920.22	0.64	300,549.15	1.33	509,822.98	0.70
PH 04	North	South	227,148.82							227,148.82	0.00
			40,478.37							40,478.37	0.00
PH 04 Total			267,627.19							267,627.19	0.00
PH 05	North	South			12,910.92	657.90	0.65			13,568.82	0.00
					148,070.43	17,046.62	0.60	108,250.18	1.03	273,367.23	1.53
PH 05 Total					160,981.35	17,704.53	0.60	108,250.18	1.03	286,936.05	1.65
Period 03 Total			267,627.19	205,353.60	160,981.35	21,624.75	0.61	408,799.34	1.25	1,064,386.22	1.60

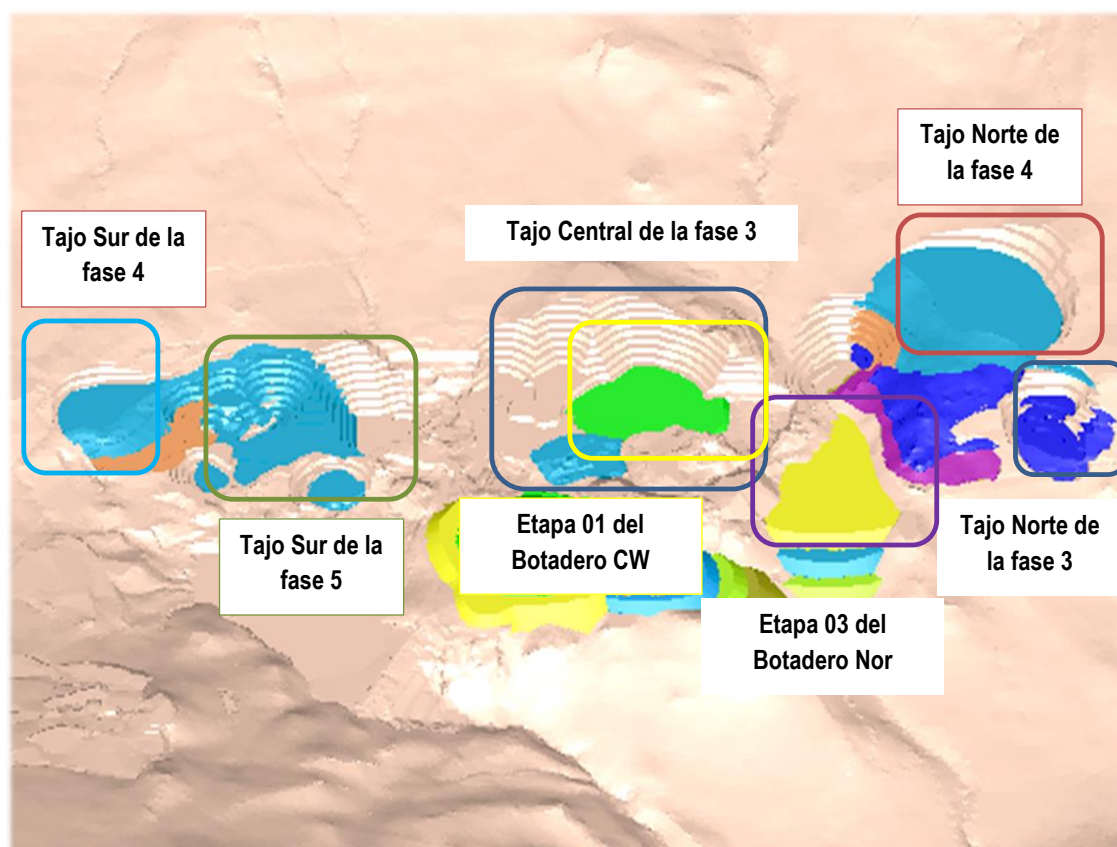


Figura 4.29.: Vista del tercer año de minado de la mina Tacaza.

Año 4 (2016): En el 4to año se continuara minando la fase 4 tanto del tajo sur, de donde deberá minarse 29,418 TM de mineral, como del tajo norte, en donde ya se verán indicios de mineral. Asimismo se continuara minando la fase 5 en su zona sur y se iniciara el minado de su zona central, de donde deberán minarse 404,091 TM de mineral. El tajo sur y el tajo central de la fase 5 deberán culminarse en este periodo. El cuarto periodo tendrá una ley promedio de 1.14% Cu y por ello será considerado un periodo crítico, ya que posee una ley promedio bastante baja que afectara la rentabilidad de la mina Tacaza en ese año. El desmorte total que se depositara en este año será 669,275 TM el cual se dispondrá de la siguiente manera: El desmorte del tajo sur y del tajo norte de la fase 4 se dispondrá en la etapa 2 y parte de la etapa 3 del botadero Central – Oeste; mientras que el desmorte del desmorte proveniente del tajo sur y tajo central de la fase 5 se depositara en la etapa 2 del botadero Central – Oeste. Con respecto a mineral marginal, se dispondrá de un total de 31,590 TM con una ley promedio de 0.63% Cu, el cual deberá ser depositado en el Stockpile. Veamos el balance de movimiento de material en la siguiente tabla, e imagen respecto al periodo 04:

Tabla 4.15. Balance de material para el periodo 04:

Period	Production Source	Zone P	Dump CW	LG Stockpile		Mill		Grand Total	
			Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG	Tonnes	S.R.
Period 04	PH 04	North	451,226.80			1,342.00	0.75	452,568.80	336.23
		South	124,068.01	9,641.64	0.61	29,418.40	0.93	163,128.05	4.55
	PH 04 Total		575,294.81	9,641.64	0.61	30,760.40	0.92	615,696.85	19.02
	PH 05	Center	33,339.30	92.89	0.68	95,433.64	1.17	128,865.83	0.35
		South	60,641.03	21,855.90	0.63	308,657.48	1.15	391,154.41	0.27
	PH 05 Total		93,980.33	21,948.79	0.64	404,091.12	1.16	520,020.25	0.29
Period 04 Total			669,275.14	31,590.43	0.63	434,851.52	1.14	1,135,717.10	1.61

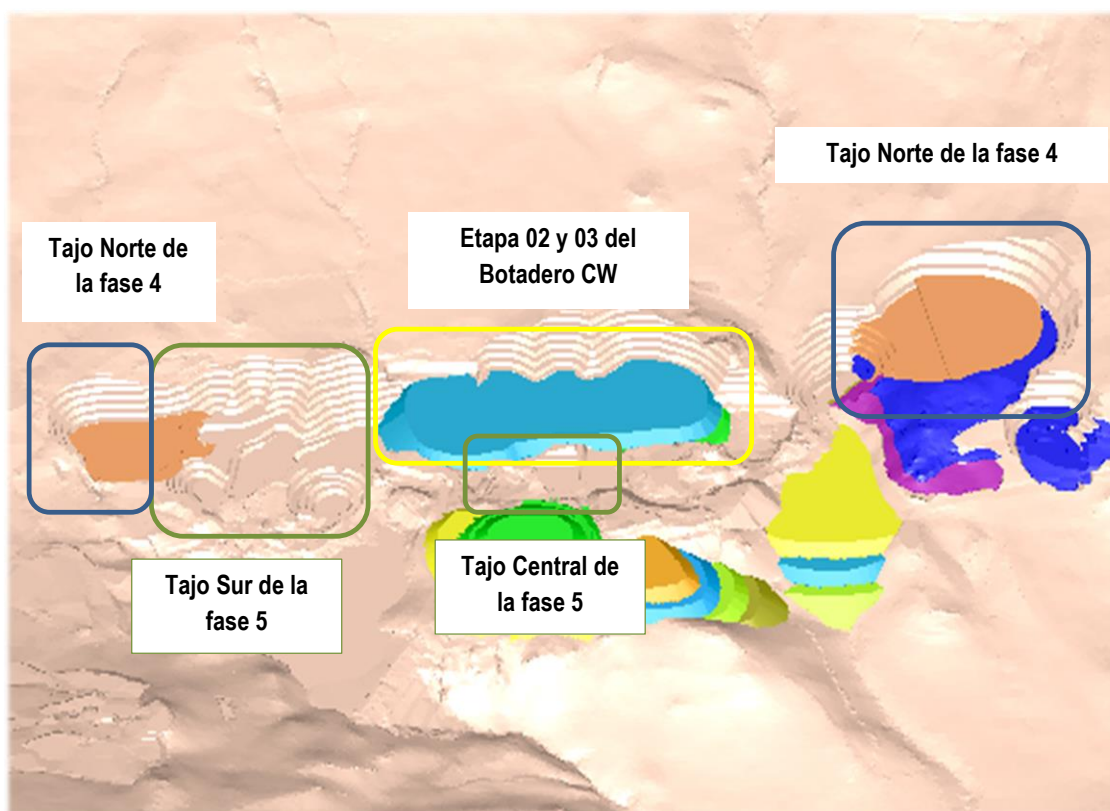


Figura 4.30.: Vista del cuarto año de minado de la mina Tacaza.

Año 5 (2017): En el 5to año deberá minarse únicamente la fase 4, esto implica culminar el tajo sur de esta fase, que tendrá un mineral total remanente de 186,906 TM de mineral, y continuar minando el tajo norte de la fase 4, de donde deberá minarse 246,700 TM de mineral. Este quinto periodo tendrá una ley promedio de 1.16% Cu y es otro periodo crítico, ya que las zonas de minado disminuyen (en especial las de mineral) y se concentraran únicamente en el tajo norte de la fase 4 lo que afectara en el flujo de minado; por lo que se recomienda minar múltiples áreas en bancos adyacentes, además de minar en banqueo inverso de norte hacia sur, puesto que el mineral se concentra en la

zona norte del tajo norte de la fase 4. El desmonte total que se depositara en este año será 577,883 TM el cual se dispondrá en la etapa 3 hasta la etapa 4 del botadero Central – Oeste.

Con respecto a mineral marginal, el quinto periodo tendrá la mayor cantidad de mineral marginal con un total de 147,067 TM con una ley promedio de 0.52% Cu, el cual deberá ser depositado en el Stockpile y buscar algún método para su aprovechamiento.

Veamos el balance de movimiento de material en la siguiente tabla, e imagen respecto al periodo 05:

Tabla 4.16. Balance de material para el periodo 05:

Period	Production Source	Zone P	Dump CW	LG Stockpile		Mill		Grand Total	
			Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG	Tonnes	S.R.
Period 05	PH 04	North	537,517.35	117,419.00	0.52	246,700.99	1.18	901,637.35	2.65
		South	26,541.78	29,621.70	0.56	161,787.19	1.12	217,950.66	0.35
	PH 04 Total		564,059.13	147,040.70	0.52	408,488.18	1.16	1,119,588.01	1.74
	PH 04	South	3,824.76	27.16	0.62	25,119.12	1.16	28,971.04	0.15
Period 05 Total			567,883.89	147,067.86	0.52	433,607.30	1.16	1,148,559.05	1.65

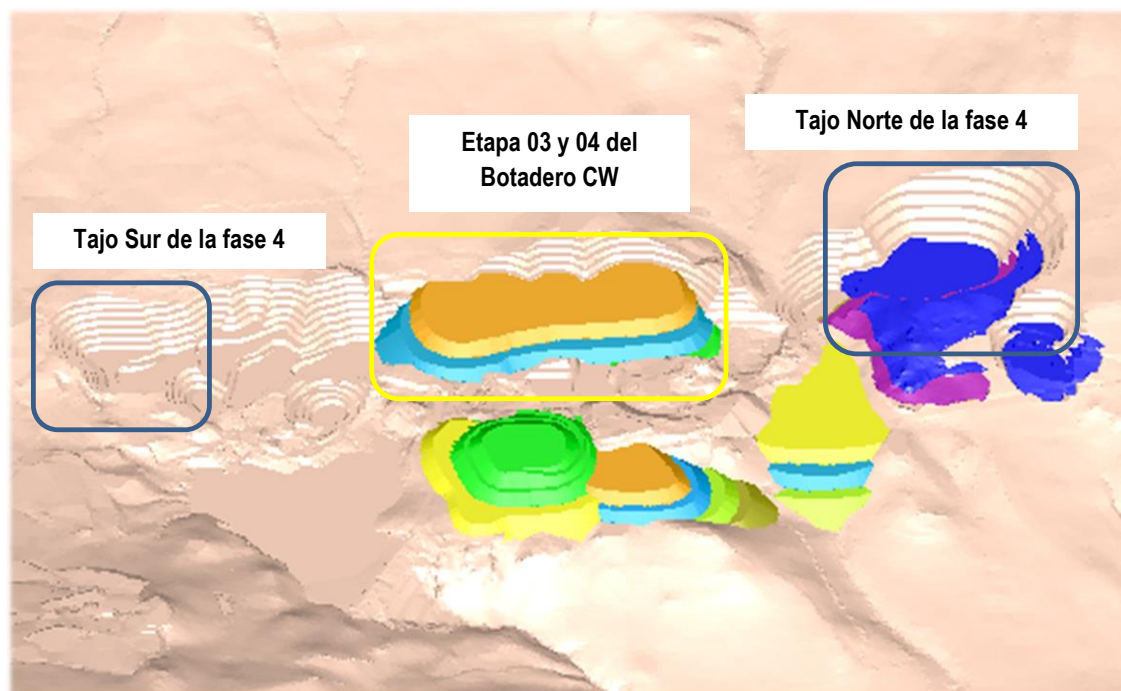


Figura 4.31.: Vista del Quinto año de minado de la mina Tacaza.

Año 6 (2018): En el 6to año el minado se concentrara en la zona norte. Se continuara minado el tajo norte de la fase 4, de donde deberá minarse 266,870 TM de mineral. Además se iniciara el minado del tajo norte de la fase 5, de donde deberá minarse 145,299 TM de mineral. Este sexto periodo tendrá una ley promedio de 1.40% Cu, y es uno de los periodos con mayor ley promedio después del periodo 2. El desmonte total que se depositara en este año será 336,830 TM el cual deberá disponerse en el botadero UN.

Con respecto a mineral marginal, se dispondrá de con un total de 41,206 TM con una ley promedio de 0.59% Cu, el cual deberá ser depositado en el Stockpile.

Veamos el balance de movimiento de material en la siguiente tabla, e imagen respecto al periodo 06:

Tabla 4.17. Balance de material para el periodo 06:

Period	Production Source	Zone P	Dump CW	Dump UN	LG Stockpile		Mill		Grand Total	
			Tonnes	Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG	Tonnes	S.R.
Period 06	PH 04	North	592.65		3,355.92	0.67	266,870.63	1.63	270,819.20	0.01
	PH 05	North		336,834.21	37,850.23	0.53	145,299.60	0.99	519,984.04	2.58
Period 06 Total			592.65	336,834.21	41,206.14	0.54	412,170.23	1.40	790,803.23	0.92

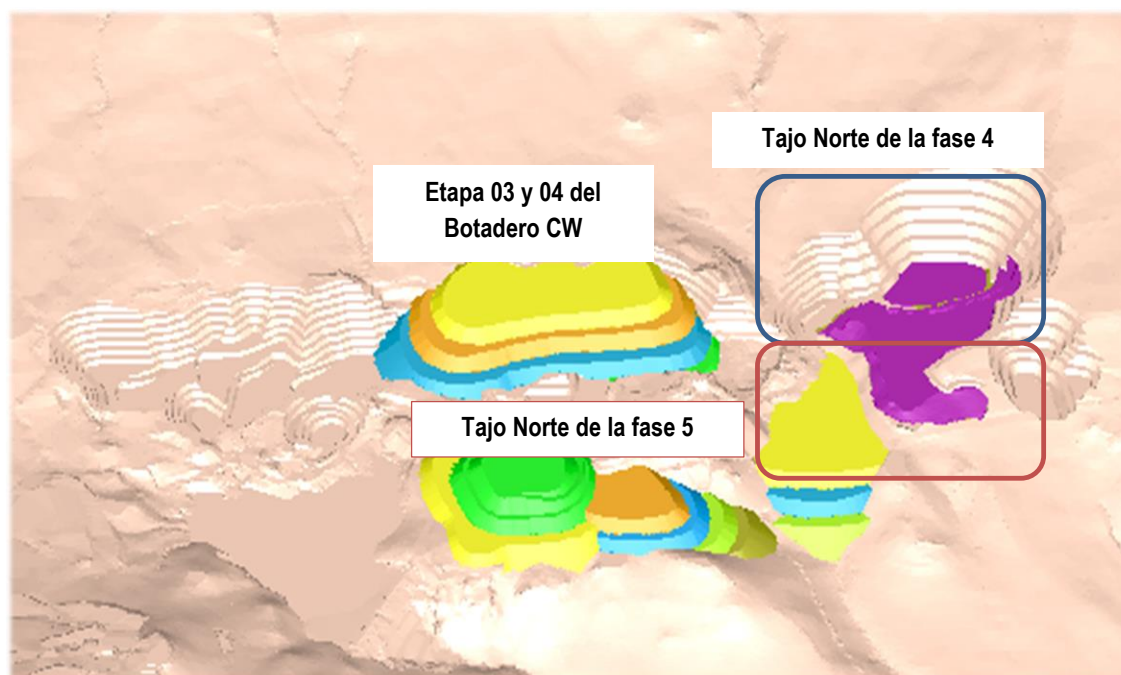


Figura 4.32.: Vista del Sexto año de minado de la mina Tacaza.

Cabe mencionar que, si el objetivo operacional principal no sería el maximizar el valor presente neto, el mineral de alta ley de este periodo podría cabecarse o blendearse con el mineral marginal que se tiene en stock, así se lograría aumentar la vida de la mina y también su rentabilidad, pero como no es el caso, el mineral marginal debe buscar otras alternativas.

Año 7 (2019): En el 7mo año se culmina el minado del tajo norte de la fase 4, de donde deberá minarse 64,244 TM de mineral. Por otro lado se continuara minado el tajo norte de la fase 5, de donde deberá minarse 376,489 TM de mineral. Este séptimo periodo tendrá una ley promedio de 1.05 %Cu. El desmonte total que se depositara en este año será tan solo 69,133 TM el cual deberá disponerse en el botadero UN. Con respecto a mineral marginal, el séptimo periodo será el segundo mayor aportador (después del quinto periodo) de mineral marginal con un total de 99,185 TM con una ley promedio de 0.59% Cu, el cual deberá ser depositado en el Stockpile. Veamos el balance de movimiento de material en la siguiente tabla, e imagen respecto al periodo 07:

Tabla 4.18. Balance de material para el periodo 07:

Period	Production Source	Zone P	Dump UN	LG Stockpile		Mill		Grand Total	
			Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG	Tonnes	S.R.
Period 07	PH 04	North	1.98			64,244.63	1.44	64,246.61	0.00
	PH 05	North	69,131.13	99,185.66	0.59	376,489.75	0.98	544,806.54	0.45
Period 07 Total			69,133.11	99,185.66	0.59	440,734.38	1.05	609,053.15	0.38

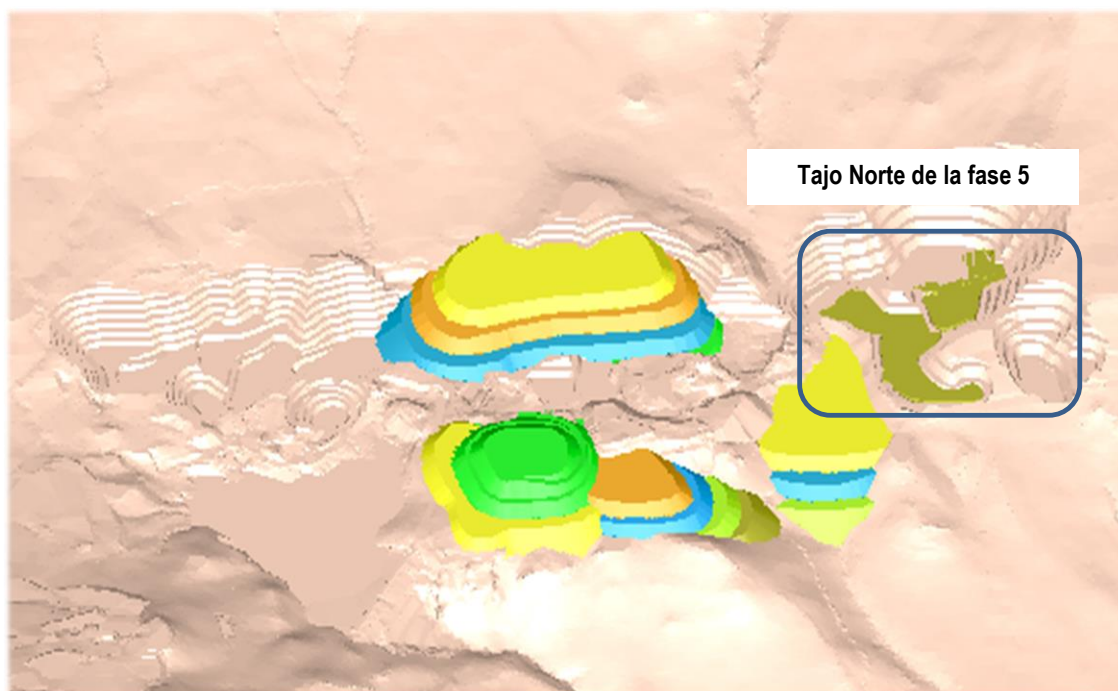


Figura 4.33.: Vista del Séptimo año de minado de la mina Tacaza.

Año 8 (2020): En el 8vo año llegamos al pit final de la mina Tacaza, esto implica culminar el tajo norte de la fase 5, de donde deberá minarse de 187,879 TM de mineral. Este octavo periodo tendrá una ley promedio de 1.08 %Cu. El desmonte está casi totalmente ausente en este periodo.

Con respecto a mineral marginal, se dispondrá de un total de 13,620 TM con una ley promedio de 0.61% Cu, el cual deberá ser depositado en el Stockpile.

En este periodo se culmina la vida de la mina Tacaza.

Veamos el balance de movimiento de material en la siguiente tabla, e imagen respecto al periodo 08:

Tabla 4.19. Balance de material para el periodo 08:

Period	Production Source	Zone P	Dump UN	LG Stockpile		Mill		Grand Total	
			Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG	Tonnes	S.R.
Period 08	PH 05	North	1,203.88	13,620.27	0.61	187,879.82	1.08	202,703.97	0.08

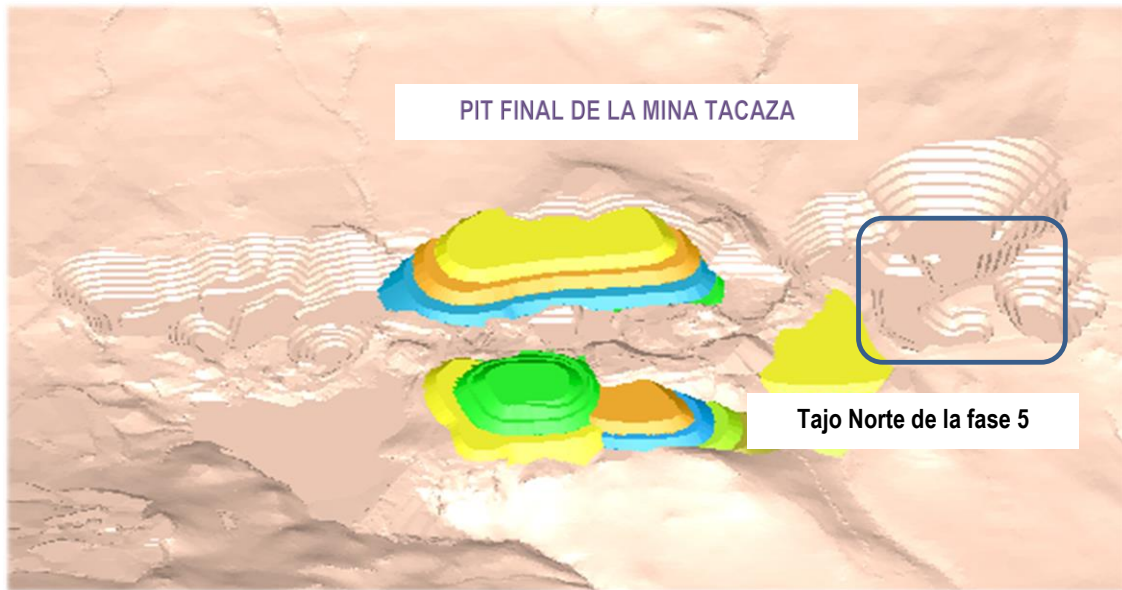


Figura 4.34.: Vista del octavo año, el pit final y el fin de la vida de la mina Tacaza.

Fuente de todas las tablas e imágenes: MineSight.

4.2.4.4. Resumen de la producción por periodo.

En este punto resumiremos la programación de mineral y de desmonte que se minara dinámicamente en los 8 periodos que comenzara el 2013 y terminara el 2021, ello en base al plan de minado que se detalló en el punto anterior y que se ilustrara en el siguiente diagrama:

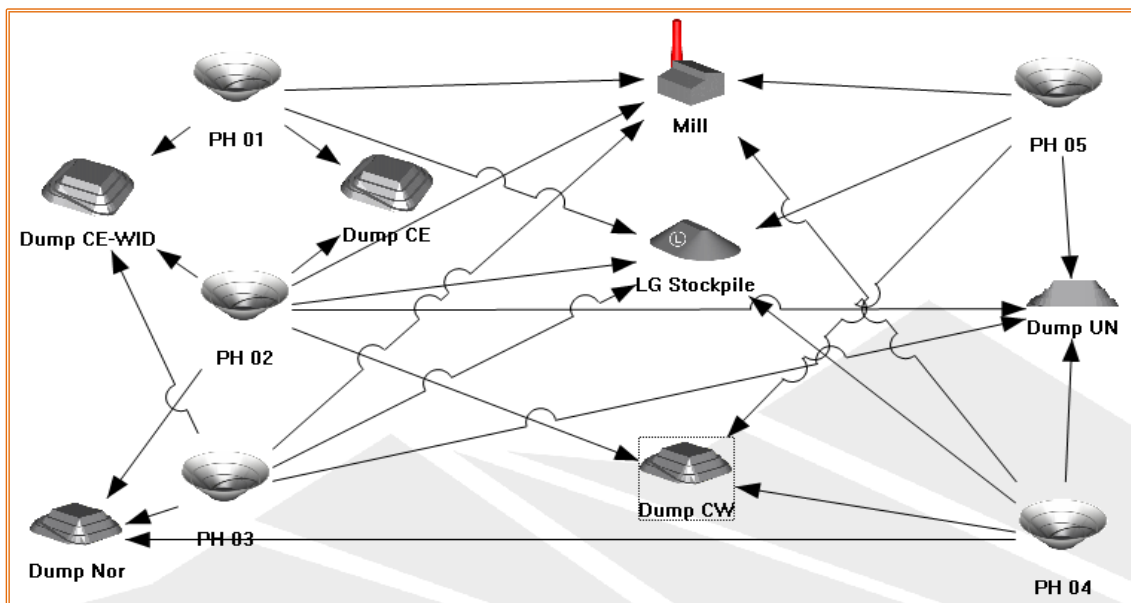


Figura 4.35.: El Lienzo del Proceso de Tacaza para el planeamiento a largo plazo.

Fuente: MineSight.

a) Veamos primero un resumen de la producción en la siguiente tabla e imagen:

Tabla 4.20. Resumen planeamiento de la producción de la mina Tacaza - CIEMSA:

Period	Dump Smmmary	LG Stockpile		Dump Total	Mill		Grand Total	
	Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	S.R
Period 01	509,601.45	9,089.05	0.55	518,690.50	429,367.59	1.64	948,058.09	1.21
Period 02	600,440.24	13,419.48	0.54	613,859.72	413,187.84	1.44	1,027,047.56	1.49
Period 03	633,962.14	21,624.75	0.61	655,586.89	408,799.34	1.25	1,064,386.22	1.60
Period 04	669,275.14	31,590.43	0.63	700,865.57	434,851.52	1.14	1,135,717.10	1.61
Period 05	567,883.89	147,067.86	0.52	714,951.75	433,607.30	1.16	1,148,559.05	1.65
Period 06	337,426.86	41,206.14	0.54	378,633.00	412,170.23	1.40	790,803.23	0.92
Period 07	69,133.11	99,185.66	0.59	168,318.77	440,734.38	1.05	609,053.15	0.38
Period 08	1,203.88	13,620.27	0.61	14,824.15	187,879.82	1.08	202,703.97	0.08
Grand Total	3,388,926.71	376,803.63	0.56	3,765,730.35	3,160,598.02	1.28	6,926,328.37	1.19

Fuente: MineSight.

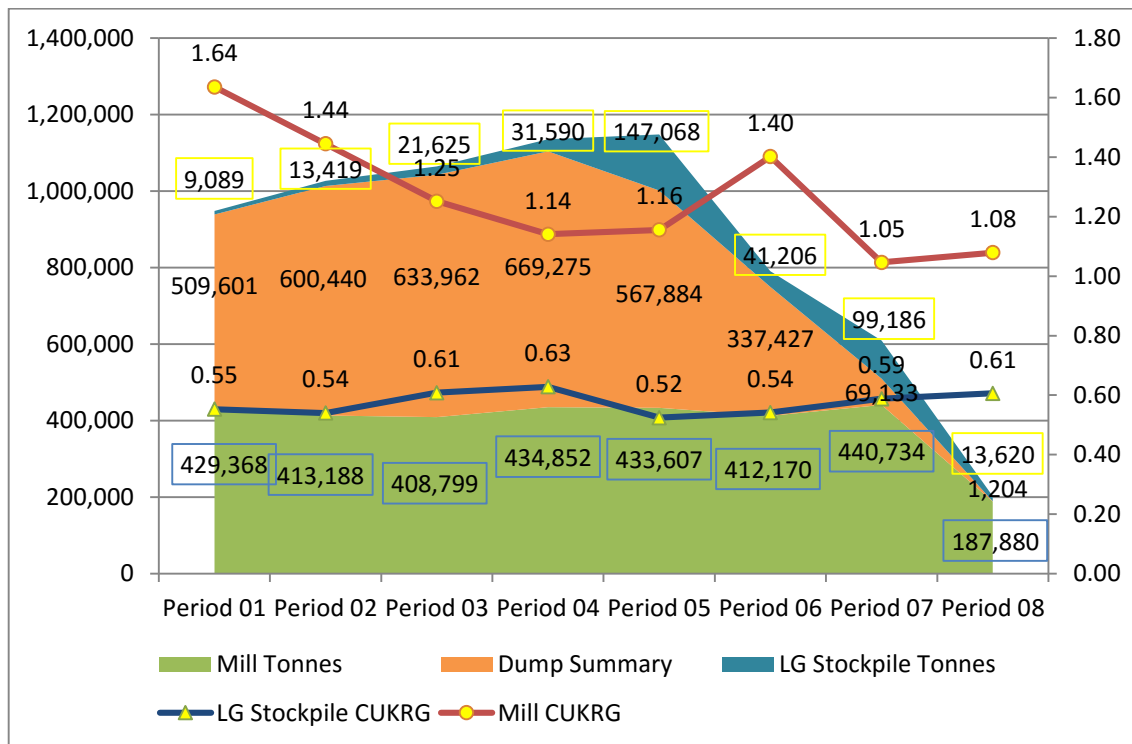


Figura 4.36.: Programación por periodo de mineral con su ley promedio, mineral marginal con su ley promedio y desmonte.

Fuente: Tesista.

b) Veamos ahora la rentabilidad y las reservas por periodo obtenido en MineSight en comparación a Whittle.

En MineSight:

Tabla 4.21. Resumen de la producción por periodo:

Periodo	Desmonte	Mineral	Material	Relación	Ley	INGRESOS Y COSTOS DE EXTRACCION			Valor Actual
	Toneladas	Toneladas	Toneladas	E/M S.R.	Promedio % Cu	Ingreso Bruto	Costo de Ex.	Ingreso Neto	Neto VAN
1	518,690	429,368	948,058	1.21	1.64	\$29,039,443	\$16,887,918	\$12,151,525	\$11,046,841
2	613,860	413,188	1,027,048	1.49	1.44	\$24,675,635	\$17,052,245	\$7,623,390	\$6,300,322
3	655,587	408,799	1,064,386	1.60	1.25	\$21,150,162	\$17,207,896	\$3,942,266	\$3,258,071
4	700,866	434,852	1,135,717	1.61	1.14	\$20,506,120	\$18,328,954	\$2,177,166	\$1,799,311
5	714,952	433,607	1,148,559	1.65	1.16	\$20,715,017	\$18,388,829	\$2,326,188	\$1,922,470
6	378,633	412,170	790,803	0.92	1.40	\$23,887,128	\$15,378,918	\$8,508,210	\$7,031,579
7	168,319	440,734	609,053	0.38	1.05	\$19,059,057	\$14,793,557	\$4,265,500	\$3,525,207
8	14,824	187,880	202,704	0.08	1.08	\$8,380,947	\$5,908,959	\$2,471,988	\$2,042,965
Total:	3,765,730	3,160,598	6,926,328	1.19	1.28	\$167,413,510	\$123,947,277	\$43,466,233	\$36,926,765

Fuente: Tesista.

Su gráfica:

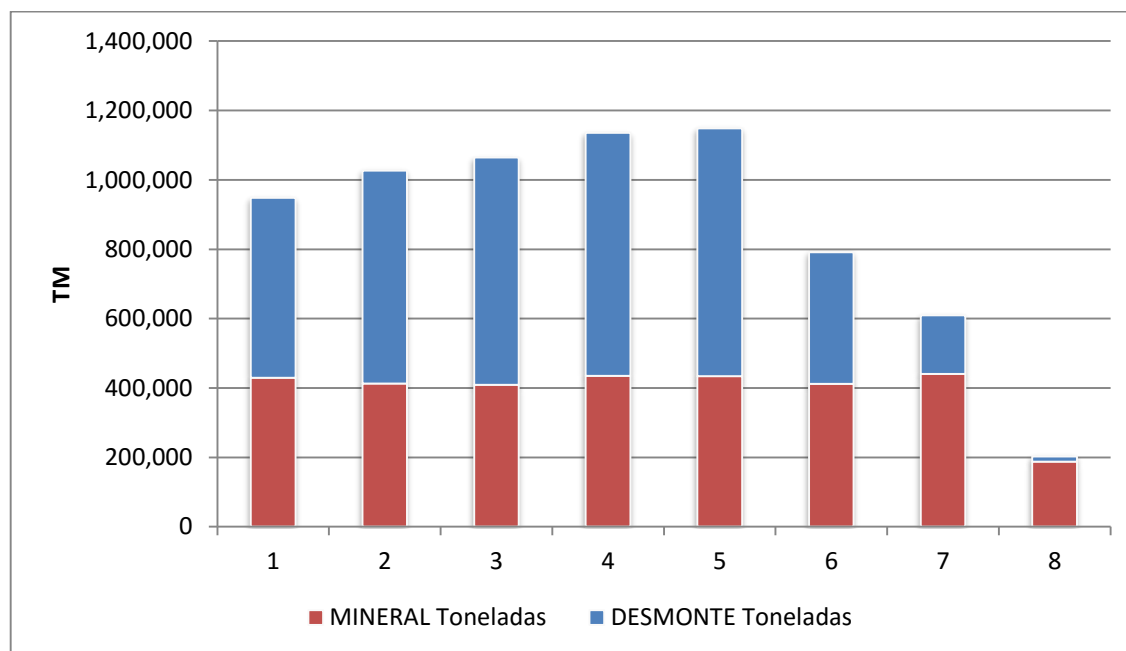


Figura 4.37.: Grafica de la producción de mineral y desmonte por periodo en MineSight.

Fuente: Tesista.

En Whittle:

Tabla 4.22. Reporte detallado de los periodos para los pits 10, 14, 19, 21 y 31 en Whittle:

Period	Ore tonne x1000	Waste tonne x1000	Strip ratio	Grade input CU	Open pit cashflow US\$ x1000	Open pit cashflow US\$ disc x1000
1	438	426	0.97	1.6451	\$ 14,330	\$ 13,027
2	438	494	1.13	1.4518	\$ 8,832	\$ 7,299
3	438	536	1.22	1.2905	\$ 5,779	\$ 4,342
4	438	543	1.24	1.2091	\$ 4,303	\$ 2,938
5	438	389	0.89	1.1172	\$ 3,644	\$ 2,263
6	438	261	0.6	1.4835	\$ 10,914	\$ 6,161
7	438	474	1.08	0.9787	\$ 754	\$ 387
8	438	89	0.2	0.9064	\$ 2,088	\$ 975
9	438	19	0.07	1.009	\$ 1,391	\$ 572
Total:	3942	3231			\$ 52,034	\$ 37,963

Fuente: Whittle

Y su grafica:

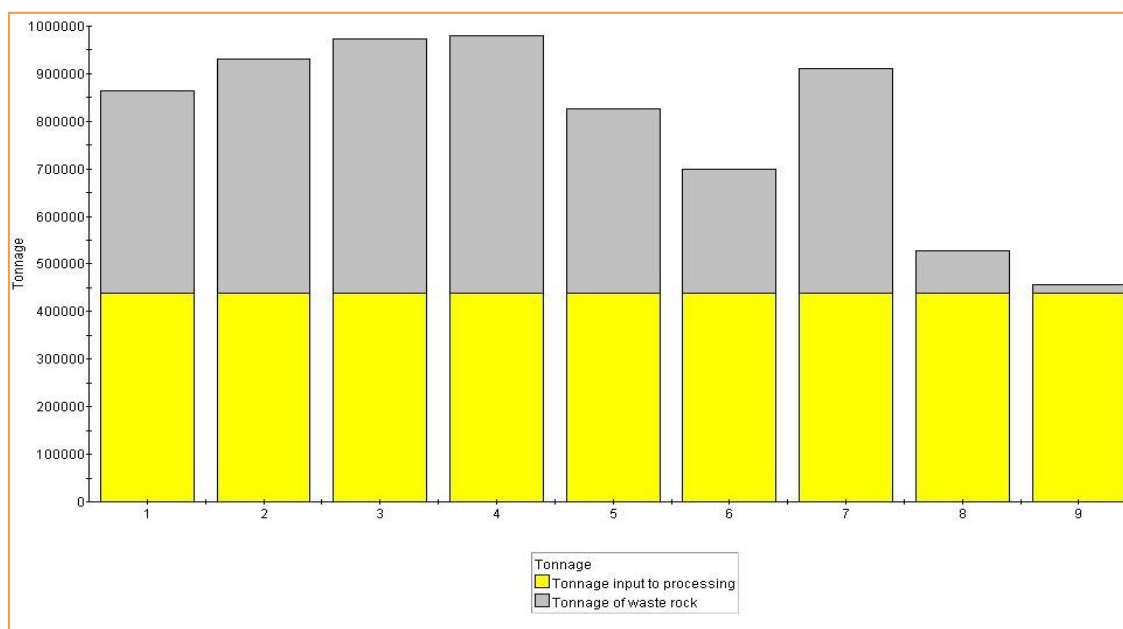


Figura 4.38.: Grafica de la producción de mineral y desmonte por periodo en Whittle por el método de Fixed Lead.

Fuente: Whittle

De esta comparación vamos a resaltar lo siguiente:

- El balance de material obtenido en MineSight es más regular que el de Whittle, ello siguiendo los principios de minado por pushback. Ello se muestra en las gráficas de producción, donde el mineral es casi constante a lo largo de todos sus periodos y quien varia es el desmante; que es menor al principio, mayor a la mitad de la vida de la mina, y menor hasta nula al final de la vida de la mina. Ello lo reforzamos con la siguiente grafica de relación E/M.

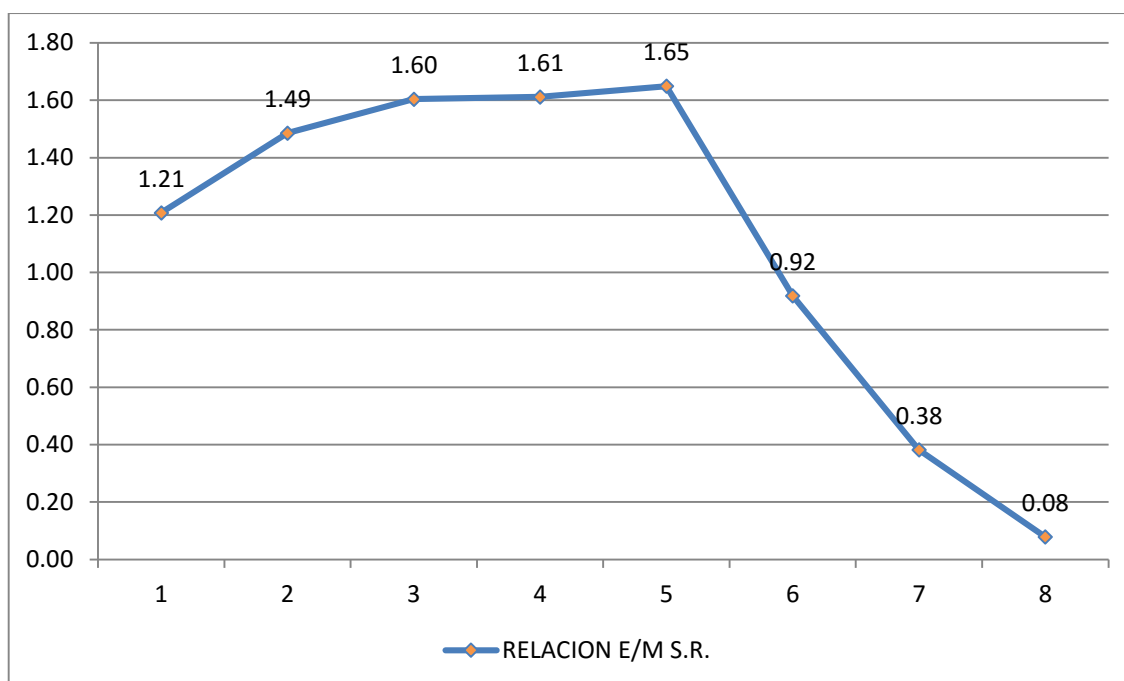


Figura 4.39: Grafica de la relación E/M en MineSight.

Fuente: Tesista.

- Con lo que respecta a rentabilidad, en Whittle se obtuvo un total de 52 millones de US\$; mientras que en MineSight se obtiene un total de 43 millones de US\$. Esta diferencia de casi 9 millones de US\$, se debe a que en Whittle se minaría mayor cantidad de reservas que MineSight, 3.9 millones de TM contra 3.2 millones de TM.

c) Finalmente veamos el valor presente neto operativo y sus implicancias:

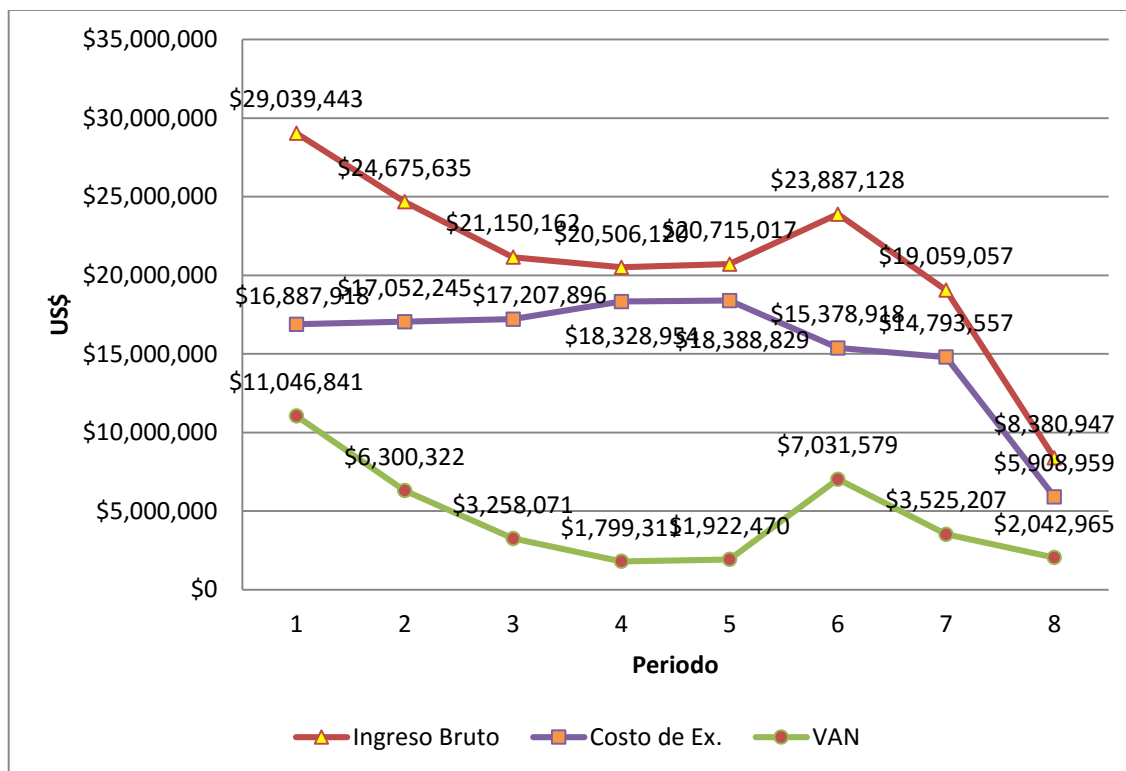


Figura 4.40.: Balance del VAN con el ingreso bruto y costo de Extracción.

Fuente: Tesista.

En esta figura podemos notar lo siguiente:

- El VAN operativo es máximo en el primer periodo pero en los siguientes periodos tiene una tendencia decreciente hasta llegar al punto más bajo, el cual le corresponde al periodo 4. Ya habíamos explicado en el plan de minado que, ello se debe a las bajas leyes promedio que extraen, al aumento en el minado de desmonte y un relativo aumento en los costos. Después podemos apreciar un aumento del VAN operativo, llegando a un segundo punto máximo, como una especie de segundo aire; en el periodo 6. Por otro lado los costos se mantienen casi constantes desde el periodo 1 hasta el periodo 5, luego se ve una disminución a partir del periodo 6.

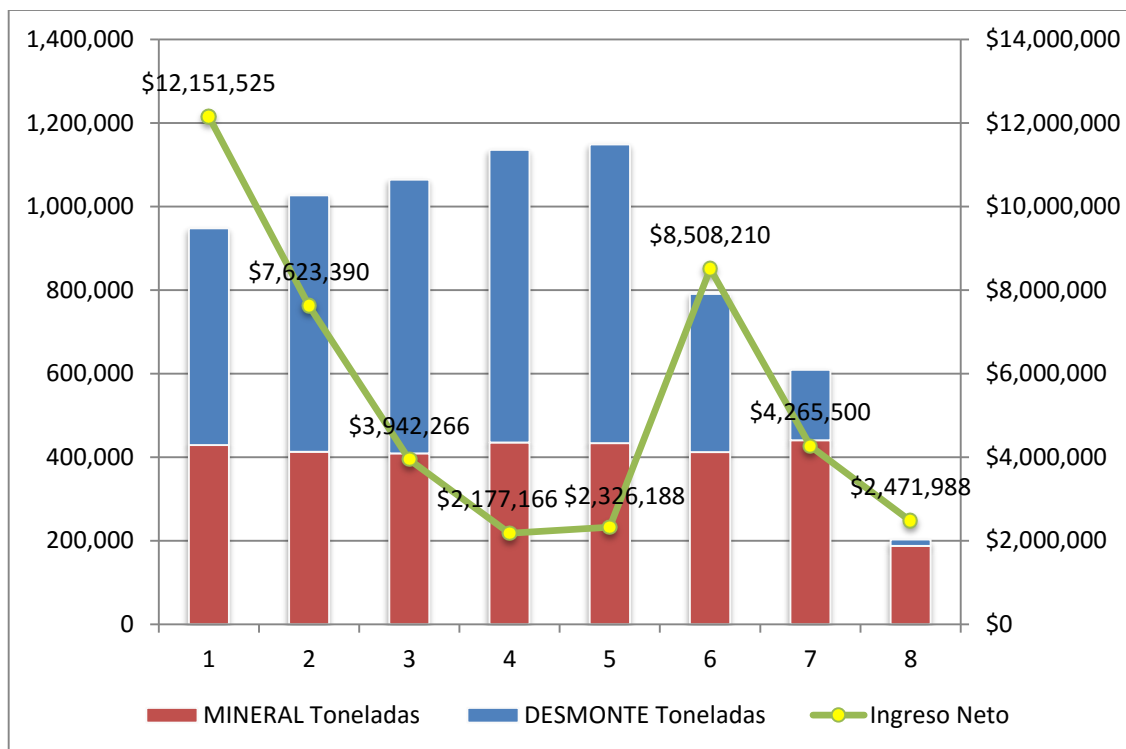


Figura 4.41.: Ingreso neto vs el movimiento de material por periodo.

Fuente: Tesista.

En esta figura podemos notar lo siguiente:

- Ya habíamos visto el movimiento de material, donde el mineral es casi constante (en la práctica debe serlo) y el que varía es el desmonte, esto haría que los costos incrementen, pero en la gráfica 4.40, podemos apreciar que los costos no aumentan significativamente; sin embargo, la variación del ingreso neto tiene un efecto pozo entre el periodo 3 y el periodo 5. Esto se debe a que la ley promedio decae en estos tres periodos - Véase figura 4.45.

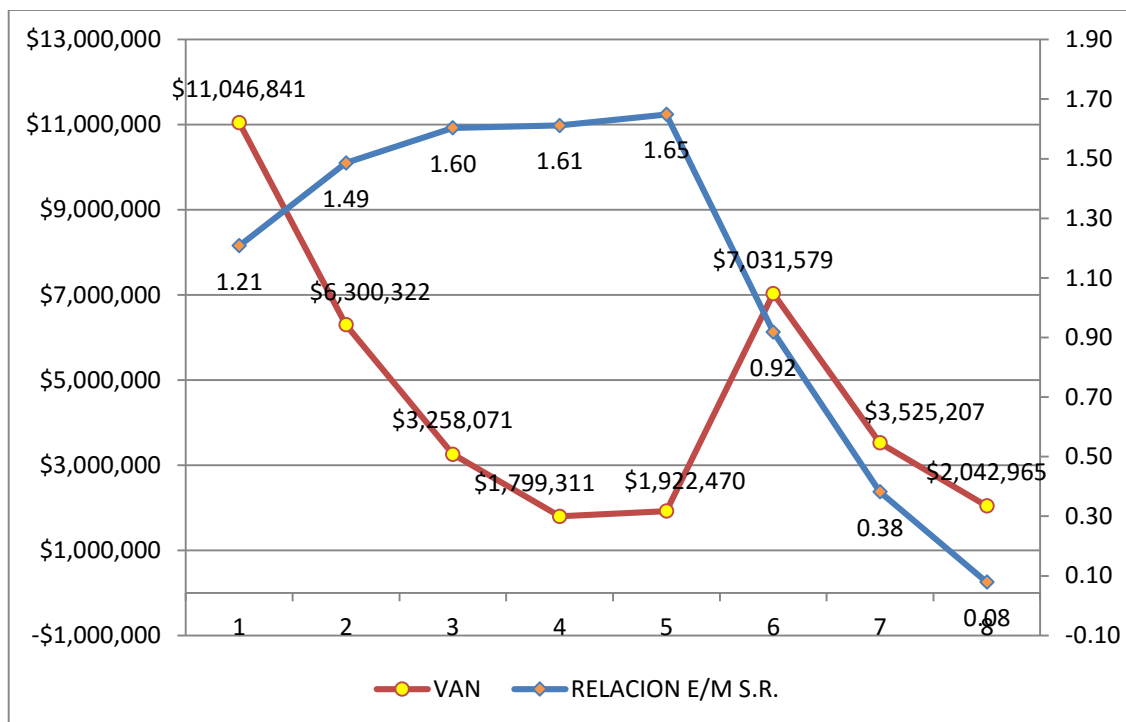


Figura 4.42.: Balance de material vs Valor presente neto operativo.

Fuente: Tesista.

En esta figura podemos notar lo siguiente:

- Lo normal es que el balance de material y el valor actual neto generen una especie de convexo y cóncavo abierto, sin embargo para el caso de la mina Tacaza se ve una especie de elipse irregular. Esto se ha generado por la variabilidad de leyes y por los principios de minado de pushback, que en Whittle tiene otros resultados (mucho más variable), y que en MineSight también tiene otros resultados.

4.2.4.5. Plan de producción por periodo, fase y zona.

Ahora que se ha conocido el plan de minado, a detalle y a gran escala, para fines más estratégicos pormenorizaremos el plan de producción en otros elementos.

4.2.4.5.1. Plan detallado de producción por periodo y fase.

Las fases de minado de la mina Tacaza no interactúan en todos los periodos, ya que las tres primeras fases de minado tienen una vida o duración menor o igual a 1 año (pero son próximos a 1 año). Sin embargo existen periodos donde más de una fase es minada:

Veamos el movimiento de material por periodo y fase en el siguiente cuadro.

Tabla 4.23. Producción por Fase de minado y periodo:

Period	Production Source	Dump SMR	LG Stockpile		Mill		Grand Total	
		Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG
Period 01	PH 01	334,277	9,089.05	0.55	381,276.74	1.70	724,642.76	0.90
	PH 02	175,324			48,090.85	1.10	223,415.33	0.24
Period 02	PH 02	301,772	13,419.48	0.54	297,099.01	1.53	612,290.35	0.75
	PH 03	203,270			116,088.83	1.23	319,358.79	0.45
	PH 04	95,398					95,398.42	0.00
Period 03	PH 03	205,354	3,920.22	0.64	300,549.15	1.33	509,822.98	0.79
	PH 04	267,627					267,627.19	0.00
	PH 05	160,981	17,704.53	0.60	108,250.18	1.03	286,936.05	0.43
Period 04	PH 04	575,295	9,641.64	0.61	30,760.40	0.92	615,696.85	0.06
	PH 05	93,980	21,948.79	0.64	404,091.12	1.16	520,020.25	0.93
Period 05	PH 04	564,059	147,040.70	0.52	408,488.18	1.16	1,119,588.01	0.49
	PH 04	3,825	27.16	0.62	25,119.12	1.16	28,971.04	1.01
Period 06	PH 04	593	3,355.92	0.67	266,870.63	1.63	270,819.20	1.61
	PH 05	336,834	37,850.23	0.53	145,299.60	0.99	519,984.04	0.32
Period 07	PH 04	2			64,244.63	1.44	64,246.61	1.44
	PH 05	69,131	99,185.66	0.59	376,489.75	0.98	544,806.54	0.78
Period 08	PH 05	1,204	13,620.27	0.61	187,879.82	1.08	202,703.97	1.04
Grand Total		3,388,927	376,803.63	0.56	3,160,598.02	1.28	6,926,328.37	0.62

Fuente: MineSight.

Y su gráfica:

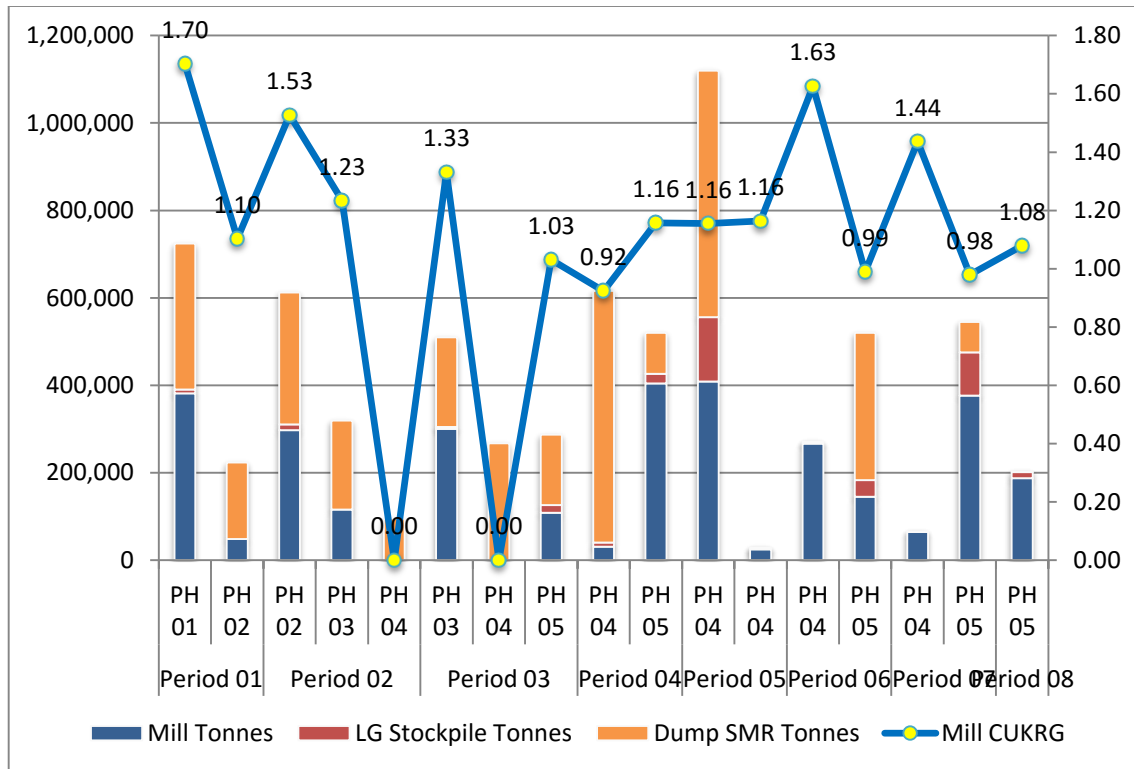


Figura 4.43.: Movimiento de material por periodo y fase.

Fuente: Tesista.

El plan detallado y la cubicación de reservas por Periodo, Fase, Zona y banco se encuentran en el anexo N° 8.

4.2.4.5.2. *Plan de producción por zonas.*

Este planteamiento tiene un antecedente sobre una posición inicial en la optimización del planeamiento a largo plazo, que consistía en dividir el tajo final extenso en zonas como Tacaza sur, Tacaza 10 o Central y Tacaza norte. Cada zona debía de tener sus fases de minado con el fin de centralizar las operaciones de minado e iban a ser minadas de acuerdo a un criterio de preferencia de leyes (p.e. primero se iba minar 2 tajos de la zona central, después un tajo de la zona norte,...). Sin embargo este planteamiento tuvo problemas al momento realizar un planeamiento estratégico de la producción, dando como consecuencia frentes de minado insuficientes, menor rentabilidad, problemas en las operaciones de minado por centralizarlas. Con esos malos resultados, se optó por fases de minados globales o normales.

Pero este planteamiento, en este nuevo planeamiento estratégico de la producción, volvió a cobrar importancia, eso sí, de manera distinta al primer planteamiento y con distintas implicancias, siguiéndose los lineamientos del **diseño de tajos en yacimientos tipo manto** según refiere la BS Consultores (2009); ya que cada fase de minado posee tajos separados en zonas bien diferenciadas. Estas implicancias tienen que ver con, un mejor análisis de la interacción de los tajos operativos con los botaderos, el cual también está separado por zonas; asimismo implicó un análisis sobre un posible MCAF en los tajos de la zona de Tacaza norte, es decir, que los costos de transporte se incrementarían por el aumento de la distancia y ello necesitaría un modelo de MCAF para la zona norte exclusivo para la mina Tacaza. También implica una mejora en el planeamiento a corto plazo, ya que se contaría con mayores áreas de minado.

Veamos el movimiento de material de acuerdo a las zonas de producción y por periodo:

Tabla 4.24. Movimiento de material proveniente de zonas específicas por periodo:

Zone P	Period	Dump SMR	LG Stockpile		Mill		Grand Total	
		Tonnes	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG	Tonnes	CUKRG
Center	Period 01	244,693.58			119,030.18	1.45	363,723.76	0.48
	Period 02	341,850.24			321,787.24	1.42	663,637.48	0.69
	Period 03	115,999.78	2,951.85	0.64	238,548.23	1.37	357,499.86	0.92
	Period 04	33,339.30	92.89	0.68	95,433.64	1.17	128,865.83	0.87
Center Total		735,882.90	3,044.74	0.64	774,799.29	1.38	1,513,726.94	0.71
North	Period 02	258,590.00	13,419.48	0.54	91,400.60	1.52	363,410.08	0.40
	Period 03	329,413.56	1,626.27	0.66	62,000.93	1.18	393,040.75	0.19
	Period 04	451,226.80			1,342.00	0.75	452,568.80	0.00
	Period 05	537,517.35	117,419.00	0.52	246,700.99	1.18	901,637.35	0.39
	Period 06	337,426.86	41,206.14	0.54	412,170.23	1.40	790,803.23	0.76
	Period 07	69,133.11	99,185.66	0.59	440,734.38	1.05	609,053.15	0.85
	Period 08	1,203.88	13,620.27	0.61	187,879.82	1.08	202,703.97	1.04
North Total		1,984,511.56	286,476.82	0.55	1,442,228.95	1.21	3,713,217.33	0.51
South	Period 01	264,907.87	9,089.05	0.55	310,337.41	1.71	584,334.32	0.91
	Period 03	188,548.80	17,046.62	0.60	108,250.18	1.03	313,845.61	0.39
	Period 04	184,709.03	31,497.54	0.63	338,075.89	1.13	554,282.46	0.73
	Period 05	30,366.54	29,648.85	0.56	186,906.31	1.13	246,921.71	0.92
South Total		668,532.25	87,282.07	0.59	943,569.79	1.31	1,699,384.10	0.76
Grand Total		3,388,926.71	376,803.63	0.56	3,160,598.02	1.28	6,926,328.37	0.62

Fuente: MineSight.

Y su gráfica:

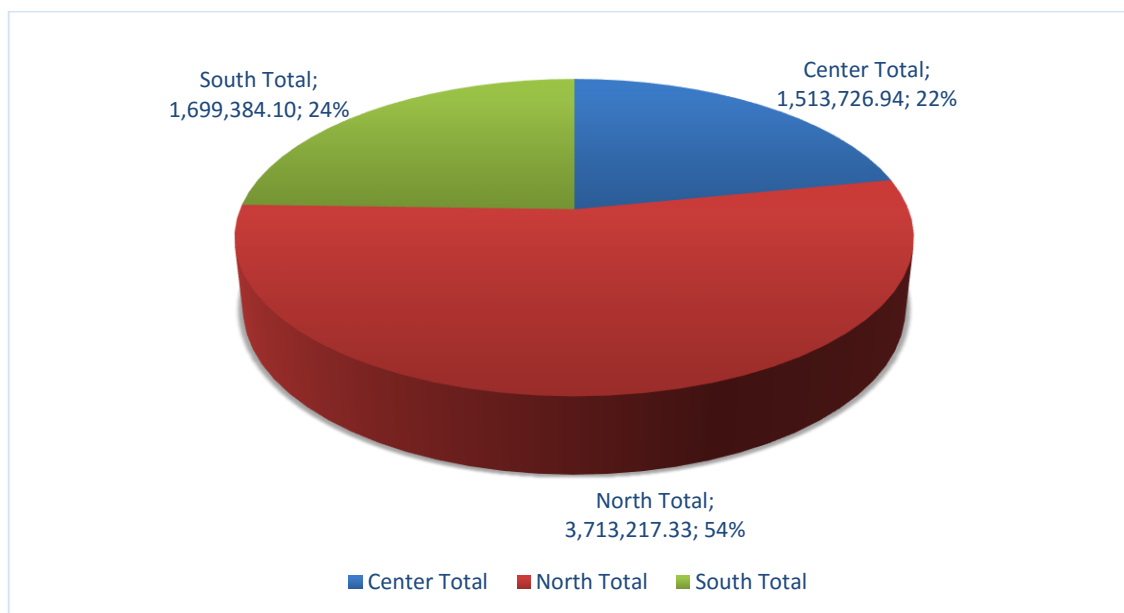


Figura 4.44.: Producción de material por zonas en la mina Tacaza.

Fuente: Tesista.

En esta figura podemos concluir lo siguiente:

- El 54% del material proviene de la zona norte, y aunque del primer hasta el quinto periodo se mina de las zonas sur y norte, lo cual hacen un especie de equilibrio entre distancias mínimas y máximas con la zona norte; en el periodo 6, 7 y 8 se mina exclusivamente de la zona norte, ello implica realizar el transporte de mineral a distancias mucho más prolongadas que en periodos anteriores: Por ello es necesario la construcción de MCAF para la zona norte.

4.2.4.6. *Vida de la mina.*

Es un ítem relevante cuando se habla de planeamiento estratégico de la producción. En este punto ya podemos hablar de dos tipos de vida de mina: Uno es Proyectada y la otra es Operativa. La **vida proyectada** solo se utiliza en la etapa de Pre-factibilidad y Factibilidad de un proyecto minero, mientras la **vida operativa** se utiliza en Ingeniería a Detalle. Ambos tipos de vida mina difieren en cálculos y resultados ello según a Bustillo y Lopez (1997). Veamos cada caso.

La vida proyectada de la mina Tacaza: Se realiza en base al grafico de curva tonelaje vs ley de corte y las ecuaciones de Taylor.

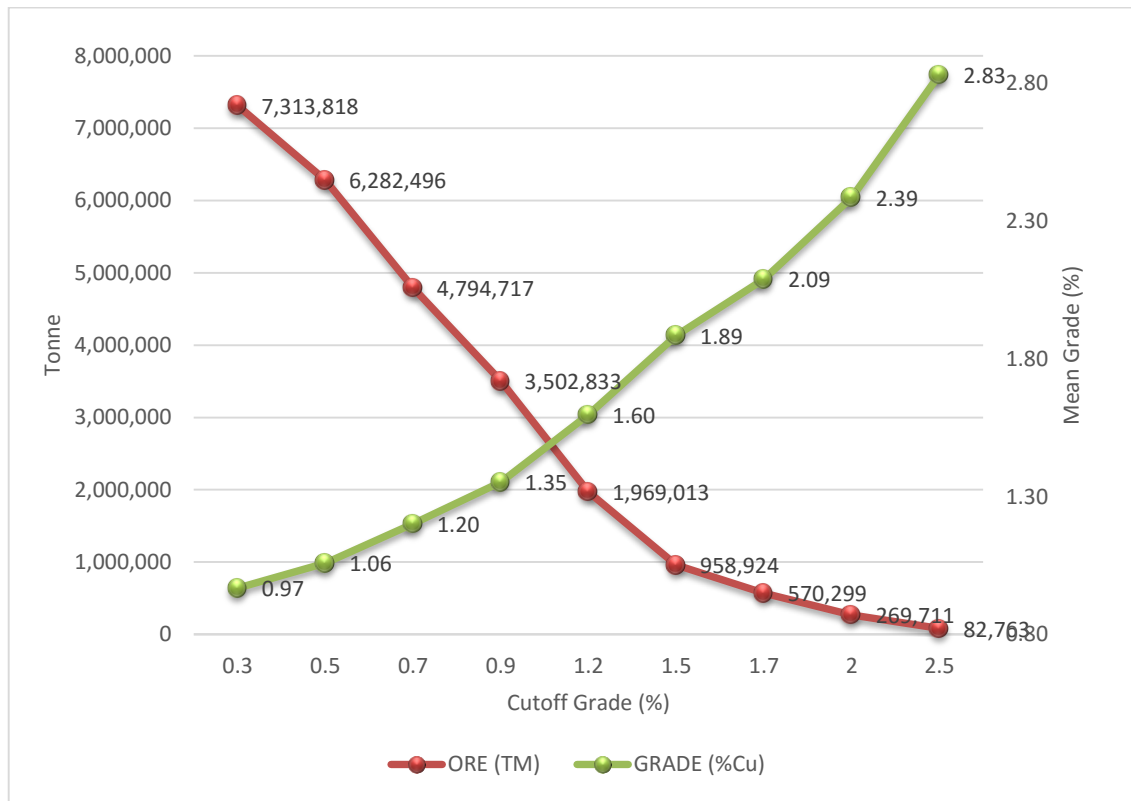


Figura 4.45.: Curva Tonelaje vs Ley de Corte y Ley Media de Tacaza

Fuente: Tesista.

Que según el caso de la mina Tacaza, originaba la siguiente tabla:

Tabla 4.25.: Análisis del ritmo de producción y vida de la mina Tacaza.

CUT OFF	ORE (TM)	C. Diaria TC/Día	C. Diaria TM/Día	C. Anual TM/Año	Vida de la mina
0.30	7,313,818	2,069.33	1,881.21	686,641.34	10.65
0.50	6,282,496	1,846.38	1,678.53	612,662.08	10.25
0.70	4,794,717	1,507.63	1,370.57	500,258.03	9.58
0.90	3,502,833	1,191.34	1,083.04	395,308.73	8.86
1.20	1,969,013	773.41	703.10	256,630.50	7.67
1.50	958,924	450.88	409.89	149,609.78	6.41
1.70	570,299	305.35	277.59	101,320.84	5.63
2.00	269,711	174.14	158.31	57,782.43	4.67
2.50	82,763	71.80	65.27	23,823.14	3.47

Fuente: Tesista.

Según este inventario de reservas se tienen 4'794,717 TM de mineral para una ley de corte de 0.7% Cu y con ello se proyectaba una vida de mina igual a 9.58.

El valor de 9.58 años se obtiene aplicando la ecuación de Taylor:

$$L = 0.2(1.1T)^{0.25}$$

Dónde:

L = Vida de la mina en años.

T = Tonelaje total (TM) de mineral a ser minado.

$$L = 0.2(1.1(4'794,717))^{0.25}$$

$$L = 9.58 \text{ años}$$

Ahora, existe otra fórmula, que es una variación presentado por López Jimeno (1988), el cual es:

$$L = 4.77 \times LE (\%Cu)^{0.1} \times (TM)^{0.3}$$

Dónde:

L = Vida de la mina en años.

TM = Tonelaje total (en millones de TM) de mineral a ser minado.

LE (%Cu) = Ley promedio de cobre.

Para la misma cantidad de reservas de 4'794,717 TM (4.7958 millones de TM) de mineral para una ley de corte de 0.7% Cu y una ley promedio de 1.20% Cu tenemos:

$$L = 4.77 \times 1.20^{0.1} \times (4.7958)^{0.3} = 7.7749$$

$$L = 7.78 \text{ años}$$

La vida operativa de la mina Tacaza: Se obtiene mediante el planeamiento estratégico de la producción que tiene como base los objetivos operacionales, el análisis de particularidad, las fases de minado operativas, los botaderos diseñados, etc.

Según el plan de minado se tiene 8 años de vida (7.5 años exactamente).

En ambos resultados los años de vida de la mina Tacaza difieren y eso que el pit final económico se diseña con una ley de corte de 0.69% Cu, con el cual las reservas solo ascienden a 3'674,872 TM, es decir 1.2 millones de reservas menos que el inventario de reservas por manejo de recursos. Y en el plan de minado, que se realiza con los pits operativos, las reservas solo ascienden a 3'160,598 TM es decir 1.5 millones de reservas menos que el inventario de reservas por manejo de recursos.

La vida proyectada y la vida operativa tienen menos desfase cuando se compara con el resultado de la fórmula de Bustillo y Lopez (1997), el cual tiene presente la ley promedio de cobre y que se toma muy en cuenta en el diseño del pit Shell.

4.2.5. Dimensionamiento de la flota de equipos.

Generalmente se conoce como cálculo y dimensionamiento de equipos. Pero en la mina Tacaza ya se cuenta con equipos de minado operando, que obviamente no necesitan ser dimensionados por razones estratégicas y de costos, pues sería muy complicado hasta inviable proponer nuevos equipos para las operaciones diarias de minado. Sin embargo, este punto será desarrollado con el fin de describir las operaciones unitarias de la mina Tacaza en el proceso productivo de minado y para realizar un ajuste al número de equipos, los cuales deben hacer un “match” con el ritmo de producción propuesto en este estudio.

Para realizar el ajuste al número de equipos de producción y auxiliares, el cual será como calcular los equipos, se hará conforme a los procedimientos de Calder, Koniaris, McCann, BS Consultores y Chura (1996). Para tal acometido, citaremos los índices mecánicos, el cual está basado en una modificación del método de ASARCO, y también los parámetros de diseño (elementos de diseño, número de guardias, etc.). Cabe recalcar

que, las operaciones unitarias de minado están a cargo de la contrata minera COEMPSA, por lo tanto son ellos los que proporcionan los equipos.

4.8.1. Voladura:

La voladura está a cargo de la contrata COEMPSA, el cual opera con dos furgonetas, uno para transporte de explosivos y el otro para accesorios.

La voladura en la mina Tacaza se realiza en taladros de 3”, los cuales son primados con una sola línea de Exanel + Booster, y cargados con Examon – P para taladros secos y Slurries para taladros con agua. La hora de los disparos, se realiza al final de la guardia, desde las 4:00 p.m. hasta las 5:00 p.m., dependiendo del avance. Esta operación unitaria se realiza con personal de la contrata COEMPSA y los únicos equipos empleados para esta operación son las camionetas 4x4 (furgonetas) que son utilizados para el transporte de los explosivos. El resto de la faena es realizado por el personal. El diseño estándar de mallas de voladura para mineral y desmante se muestran en las siguientes tablas:

Tabla 4.26. Parámetros de diseño estándar para voladura en mineral:

Parámetros:	Valores		Unidades	P = 3"	C = 3"
	Producción	Contorno			
D (φ"):	3	3	"		
Malla:	Triangular		metros		
B:	1.73	1.73	metros		
E:	2.00	2.00	metros		
SP:	0.50	0.50	metros		
Hb:	5	5	metros		
L:	5.50	5.50	metros		
T:	1.5	2	metros		
Lc:	4	3.5	metros		
Dc:	3.88	3.88	Kg-exp/m		
Cex:	15.51	13.57	Kg-exp/tal		
TR:	42.26	42.26	TM/tal		
RIB:	2.89	2.89			
FC:	0.37	0.32	Kg-exp/TM		

Fuente: Tesista.

Tabla 4.27. Parámetros de diseño estándar para voladura en desmante:

Parámetros:	Valores		Unidades
	Producción	Contorno	
D (φ"):	3	3	"
Malla:	Cuadrada		metros
B:	2.50	2.50	metros
E:	2.50	2.50	metros
SP:	0.50	0.50	metros
Hb:	5	5	metros
L:	5.50	5.50	metros
T:	2	2.5	metros
Lc:	3.5	3	metros
Dc:	3.88	3.88	Kg-exp/m
Cex:	13.57	11.64	Kg-exp/tal
TR:	60.94	60.94	TM/tal
RIB:	2.00	2.00	
FC:	0.22	0.19	Kg-exp/TM

P = 3"

C = 3"

Fuente: Tesista.

El diseño de carga estándar para mineral y desmante se muestra en las siguientes figuras:

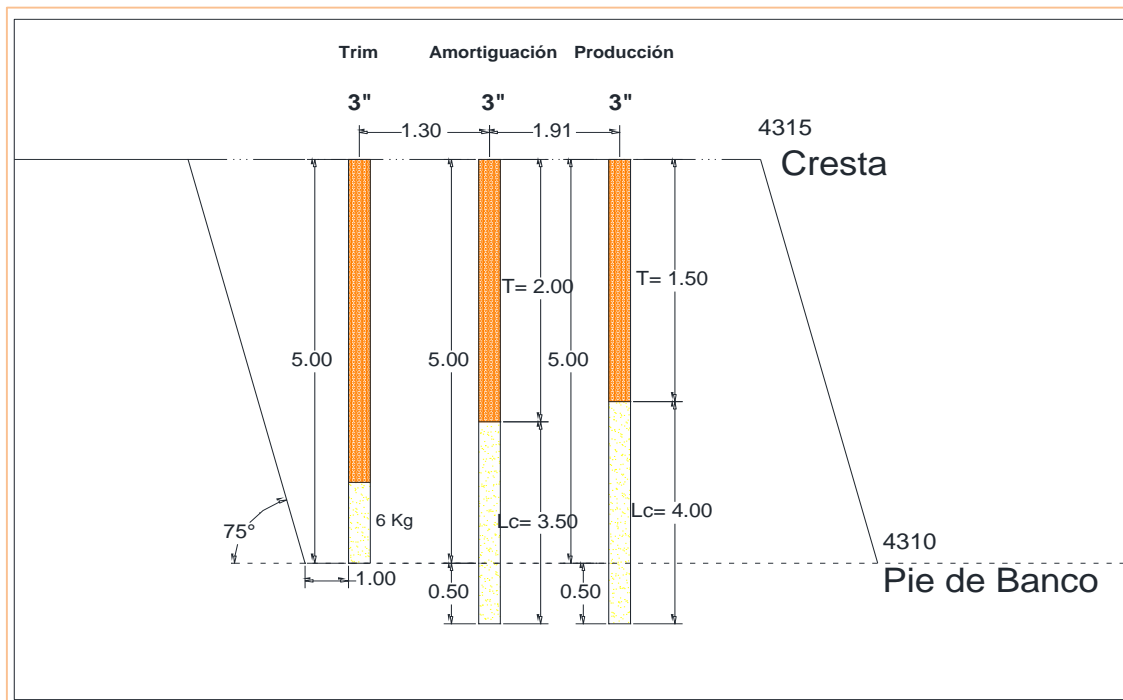


Figura 4.46.: Diseño de carga para mineral.

Fuente: Tesista.

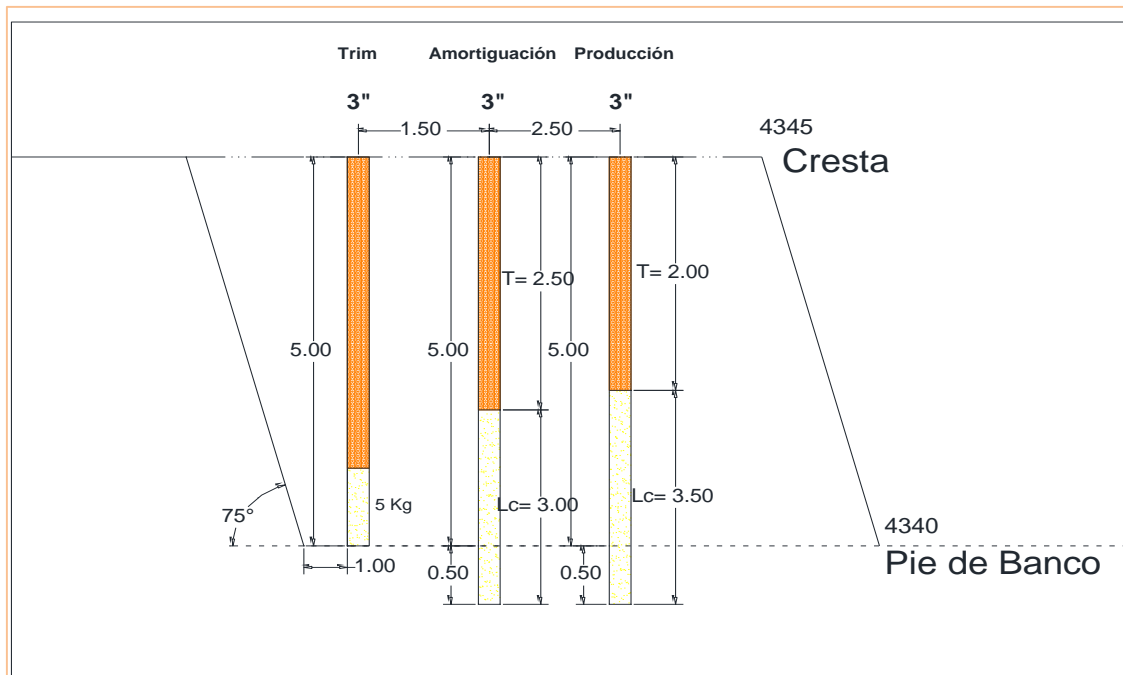


Figura 4.47.: Diseño de carga para mineral.

Fuente: Tesista.

Proyecto:	Variable	Pala:	Variable
Tipo de carguío:		Malla (BxE):	Y x Z metros
Por Taco:	X	Tipo de roca:	Variable
Por Kg:	X	Secuencia de salida:	
Tipo de amarre:		En V, Echelon y Lineal	
Pirotécnico:	X	Tiempo entre taladros:	9-17 ms
Electrónico:		Tiempo entre filas:	25-42 ms

Figura 4.48.: Parámetros finales para el diseño de carga para mineral.

Fuente: Tesista.

Finalmente veamos los costos base estimados:

Tabla 4.28. Costos base de acuerdo al tipo de explosivo utilizado:

Costo Base 1 de Explosivos		
Ítems	Unidades	
	Examon-P	Normal
Tipo de Explosivo	Examon-P	Normal
Densidad del Explosivo (ρ):	0.85	g/cc
Anfo:	1.82	US\$/Kg
Dc:	3.88	Kg-e/m
Costo por metro:	7.06	US\$/m
Costo por Taladro-m:	28.24	US\$/tal
Costo por Taladro-D:	24.71	US\$/tal

Fuente: Tesista.

Tabla 4.29. Costos base general para accesorios utilizados:

Ítems	Costo Base de Accesorios			Total
		Unidades	Usado	
Booster 1/4 lb:	3	Unidad	1	3.00
Exanel 300ms:	2.3	Unidad	1	2.30
Pentacord 5P:	0.21	US\$/m	3.40	0.71
Retardos:	0.3	Unidad	1.3	0.39
Mecha Lenta:	0.12	US\$/m	2	0.24
Fulminante simple:	0.11	Unidad	1	0.11
Costo total por accesorios:				6.75

Fuente: Tesista.

Tabla 4.30. Costos totales por taladro y por tonelada:

Ítems	Mineral	Desmonte
Costo total B1 US\$/tal:	34.99	31.46
Toneladas Rotas (TR):	42.26	60.94
Factor de Carga:	0.37	0.22
C.U. B1 (US\$/TM):	0.83	0.52

Fuente: Tesista.

4.8.2. Perforación:

La perforación está a cargo de la contrata COEMPSA, el cual deberá operar con dos perforadoras Track Drill de 3” de diámetro.

La perforación se realiza con dos máquinas Track Drills, uno para mineral y otro para desmonte. Estos equipos tienen una relativa movilidad de 10 Km/hr, y son operados desde el exterior a través de un panel de comandos que se encuentra en la parte lateral de la perforadora. La operación unitaria de perforación se realiza con dos personas, uno es el operador y otro es el ayudante. El operador manipula la perforadora, mientras el ayudante ayuda a empatar el taladro al inicio de la perforación, además este personal monitorea el estado de la compresora. El rendimiento promedio, en condiciones normales, es de 50 taladros perforados por día.

Los índices mecánicos, parámetros de diseño y cálculo del número de equipos para cada material, se describen los siguientes cuadros:

Tabla 4.31. Índices operacionales de la perforadora en mineral:



EQUIPO DE PERFORACION - MINERAL					
Nombre del Equipo: Track Drill - IngersollRand 605					
Factores Operacionales:					
DM (%):	90%	R Tal/hor:	15	VP mts/hr:	45
UT (%):	85%	D' Broca (" , cm):		3	7.62
EO (%):	80%	L. Barreno (Pies, m):		12	3.66
Nº de Guardias por día	1	Nº de horas por guardia	10	Nº de días por periodo	26
Malla de perforación:					
Burden:	1.73	mts		Tonelaje por taladro (TM/tal)	42.26
Espaciamiento:	2	mts			
Altura de Banco:	5	mts		T. por metro barrenado (TM/mb)	7.68
Sobre-perforación:	0.5	mts			
Densidad de Mineral:	2.44	TM/m3		T. por área s.(TM/m2)	12.20
Longitud de perf.:	5.5	mts			

Fuente: Mina Tacaza.

Tabla 4.32. Calculo de perforadoras en mineral.

DIMENSIONAMIENTO DE LA PERFORADORA - MINERAL					
Operación del Equipo de perforación en Mineral					
Toneladas de Mineral (tpd):	1,431	Toneladas de Mineral (TM/mes):		37,206	
Nº tal por mes (Tal/mes):	880	Mts Barrenados por mes:		4,842	
Área s. por mes (m2/mes):	3,050	Velocidad de perf. Real (m/hr):		34.425	
Rendimiento por mes-Eq:	7,160	Taladros Perf. por dia-Eq		50	
Nº de Perforadoras Requeridas:					
Nº de Perf:	0.68	IR 605	Costo - MP:	4.50	US\$/m
Costo Total:	\$ 21,789.66		Costo Hr:	123.23	US\$/hr
			C.U.:	0.59	US\$/TM

Fuente: Mina Tacaza.

Tabla 4.33. Índices operacionales de la perforadora en desmante:



EQUIPO DE PERFORACION - DESMANTE

Nombre del Equipo:		Track Drill - IngersollRand 605			
Factores Operacionales:					
DM (%):	90%	R Tal/hor:	15	VP mts/hr:	45
UT (%):	85%	D' Broca (" , cm):		3	7.62
EO (%):	80%	L. Barreno (Pies, m):		12	3.66
Nº de Guardias por día	1	Nº de horas por guardia	10	Nº de días por periodo	26
Malla de perforación:					
Burden:	2.5	mts		Tonelaje por taladro (TM/tal)	60.94
Espaciamiento:	2.5	mts			
Altura de Banco:	5	mts		T. por metro barrenado (TM/mb)	11.08
Sobre-perforación:	0.5	mts			
Densidad de Esteril:	1.95	TM/m3		T. por área s.(TM/m2)	9.75
Longitud de perf.:	5.5	mts			

Fuente: Mina Tacaza.

Tabla 4.34. Calculo de perforadoras en desmante.

DIMENSIONAMIENTO DE LA PERFORADORA - DESMANTE					
Operación del Equipo de perforación en Desmante					
Toneladas de Esteril (tpd):	1,428	Toneladas de Estéril (TM/mes):	37,128		
Nº tal por mes (Tal/mes):	609	Mts Barrenados por mes:	3,351		
Área s. por mes (m2/mes):	3,808	Velocidad de perf. Real (m/hr):	41.31		
Rendimiento por mes-Eq:	8,592	Taladros Perf. por día-Eq	60		
Nº de Perforadoras Requeridas:					
Nº de Perf:	0.39	IR 605	Costo - MP:	4.50	US\$/m
Costo Total:	\$ 15,079.68		Costo Hr:	123.23	US\$/hr
			C.U.:	0.41	US\$/TM

Fuente: Mina Tacaza.

Cabe recalcar que los índices operacionales para las perforadoras están estimadas para un periodo de corto plazo de un mes, ello permitirá derivar los equipos al plan de minado de corto plazo con mejores resultados.

En base a las tablas 4.32 y 4.34, se hicieron simulaciones de requerimiento máxima por periodo con una muestra relativa a un mes, con el cual se estimaron el requerimiento de perforadoras por periodo. Este requerimiento del número de perforadoras por periodo se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla 4.35. Distribución de las perforadoras a lo largo de todos los periodos:

Equipo de Perforación:	Material	Periodo							
		2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020
Track Drill - IngersollRand 605	Mineral	1	1	1	1	1	1	1	1
Track Drill - IngersollRand 605	Desmonte	1	1	1	1	1	1	0	0

Fuente: Tesista.


4.8.3. *Carguío:*

El carguío está a cargo de la contrata COEMPSA, que opera con palas hidráulicas (excavadoras) de dos tipos: Una HYUNDAI y una CAT, que se ajustan a la geometría del banco (5m) y al ancho de berma (5m) de la mina Tacaza.

El carguío de material se realiza, en el tiempo de este estudio, con únicamente con dos palas. Sin embargo, de acuerdo al ritmo de producción propuesto en este estudio, la operación unitaria de carguío deberá realizarse con 4 palas, dos para mineral y dos para desmonte. Ello para cumplir con la demanda de material. Esta faena no se realiza con un sistema de Control Dispatch. La coordinación se estos equipos, dentro del área de minado, se ejecuta a través del Residente de Operaciones en combinación a Superintendente de Mina mediante radio general, sin un canal específico. El marcado de material y señalización lo ejecuta el departamento de Geología mediante Topografía.

Los índices mecánicos, parámetros de diseño y cálculo del número de equipos para cada material, se describen los siguientes cuadros:

Tabla 4.36. Índices operacionales de la pala en mineral:

EQUIPO DE CARGUIO - MINERAL					
					
Nombre del Equipo:		HYUNDAI 360 LC - 7A (Pala - 1)			
Factores Operacionales:					
DM (%):	92%	Capacidad de Cuchara:	1.88	M3	
UT (%):	88%	Redimiento:	210	TM/Hr	
EO (%):	80%	Tiempo por Baldada:	1	Min	
Nº de Guardias por día	1	Nº de horas por guardia	10	Nº de días por periodo	26
Características del Mineral:					
Factor de Llenado (%):	90%	Calidad del material (%):	92%		
Densidad de Mineral:	2.44	Factor de Esponjamiento (%):	30%		


Fuente: Mina Tacaza.

Tabla 4.37. Cálculo de palas en mineral.

DIMENSIONAMIENTO DE LA PERFORADORA - MINERAL				
Operación del Equipo de Carguío en Mineral				
Capacidad de Cuchara EQ (tpd):	2.92	Rendimiento del EQ por Hora (TM/Hr):	141.92	
Rendimiento del EQ por Dia (TM/d):	1,135	T. de Mineral (tpd):	1,200	
Nº de Palas Requeridas:				
Nº de Palas:	1.06	H 360 LC	Costo Hr:	125.85 US\$/hr
Costo Total:	\$ 1,064.09		C.U.:	0.89 US\$/TM

Fuente: Mina Tacaza.

Tabla 4.38. Índices operacionales de la pala en desmonte.

EQUIPO DE CARGUIO - DESMONTE					
					
Nombre del Equipo:		CAT 336D L (Pala - 2)			
Factores Operacionales:					
DM (%):	92%	Capacidad de Cuchara:	2.5	M3	
UT (%):	88%	Redimiento:	252	TM/Hr	
EO (%):	80%	Tiempo por Baldada:	1	Min	
Nº de Guardias por día	1	Nº de horas por guardia	10	Nº de días por periodo	26
Características del Desmonte:					
Factor de Llenado (%):	95%	Calidad del material (%):	98%		
Densidad de Mineral:	1.95	Factor de Esponjamiento (%):	20%		

Fuente: Mina Tacaza.

Tabla 4.39. Cálculo de palas en desmonte.

DIMENSIONAMIENTO DE LA PERFORADORA - DESMONTE				
Operación del Equipo de Carguío en Desmonte				
Capacidad de Cuchara EQ (tpd):	3.78	Rendimiento del EQ por Hora (TM/Hr):	183.72	
Rendimiento del EQ por Dia (TM/d):	1,470	Toneladas de Desmonte (tpd):	732	
Nº de Palas Requeridas:				
Nº de Palas:	0.50	C 336D L	Costo Hr:	136.25 US\$/hr
Costo Total:	\$ 542.85		C.U.:	0.74 US\$/TM

Fuente: Mina Tacaza.

Cabe recalcar que los indices operacionales para las palas están estimadas para un periodo de corto plazo de un día, ello permitirá derivar los equipos al plan de minado de corto plazo con mejores resultados.

En base a las tablas 4.37 y 4.39, se hicieron simulaciones de requerimiento máxima por periodo con una muestra relativa a un día, con el cual se estimaron el requerimiento de palas por periodo. Este requerimiento del número de palas por periodo se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla 4.40. Distribución de las palas a lo largo de todos los periodos:

Equipo de Carguío:	Material	Periodo							
		2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020
HYUNDAI 360 LC - 7A	Mineral	2	2	2	2	2	2	1	1
CAT 336D L	Desmorte	1	1	2	2	2	1	1	0

Fuente: Tesista.

4.8.4. *Transporte:*


El transporte está a cargo de la contrata COEMPSA, el cual opera con camiones VOLVO FM de 15 m³ que se ajustan a las palas Hyundai y Cat.

El transporte de material se realiza, en el tiempo de este estudio, con únicamente con 5 camiones. Sin embargo, de acuerdo al ritmo de producción propuesto en este estudio, la operación unitaria de transporte deberá realizarse con 8 camiones, tres para la pala 1, dos para la pala 2 y 3 para la pala 3; los cuales en conjunción forman flotas de transporte:

- Flota A-1: Opera en toda la zona X → Pala 1 + 3 Camiones FM 440.
- Flota A-2: Opera en toda la zona Y → Pala 2 + 2 Camiones FM 440.
- Flota B: Opera en toda la zona Z → Pala 3 + 3 Camiones FM 440.


Esta faena, como ya se había mencionado, no se realiza con un sistema de Control Dispatch. La asignación de camiones es fija, por el factor de compatibilidad, el cual varía de acuerdo al Source y al Destino. Cabe recalcar que, en el corto plazo, esta asignación se realiza con el MS Haulage. Los índices mecánicos, parámetros de diseño y cálculo del número de equipos para cada material, se describen los siguientes cuadros:

Tabla 4.41. Índices operacionales del camión que transporta mineral:

EQUIPO DE TRANSPORTE - MINERAL				
				
Nombre del Equipo:		VOLVO - FM 440		
Factores Operacionales:				
DM (%):	90%	Capacidad de Tolva:	15	M3
UT (%):	84%	Capacidad de Cuchara:	1.56	M3
EO (%):	80%	Tiempo por Baldada:	1	Min
Velocidad Max Cargado (KM/HR):	35	Velocidad Max Descargado (KM/HR):	40	V. Max Rampa Negativa (KM/HR): 35

Fuente: Mina Tacaza.

Tabla 4.42. Índices operacionales del camión que transporte desmonte.

EQUIPO DE TRANSPORTE - DESMONTE				
				
Nombre del Equipo:		VOLVO - FM 440		
Factores Operacionales:				
DM (%):	90%	Capacidad de Tolva:	15	M3
UT (%):	84%	Capacidad de Cuchara:	2.33	M3
EO (%):	80%	Tiempo por Baldada:	1	Min
Velocidad Max Cargado (KM/HR):	35	Velocidad Max Descargado (KM/HR):	40	V. Max Rampa Negativa (KM/HR): 35

Fuente: Mina Tacaza.

Cabe recalcar que los indices operacionales para los camiones están estimados para un periodo de corto plazo de un día, ello permitirá derivar los equipos al plan de minado de corto plazo con mejores resultados.

Como la variación de camiones es más propensa que todos los demás equipos, pues este varía de acuerdo a la distancia, el cálculo del número de camiones que se mostrara en los siguientes cuadros, son referenciales y se establece en base a un promedio operacional de un periodo de un día de acuerdo a cada perfil de transporte. Este cálculo da como resultado la demanda de equipos promedio que tendrá la faena por periodo en un día promedio, sin embargo, como ya se mencionó, su cálculo en el corto plazo es más certero y se realiza de acuerdo a MS Haulage.

Veamos, en las siguientes tablas, los perfiles de transporte con sus respectivas características operacionales:

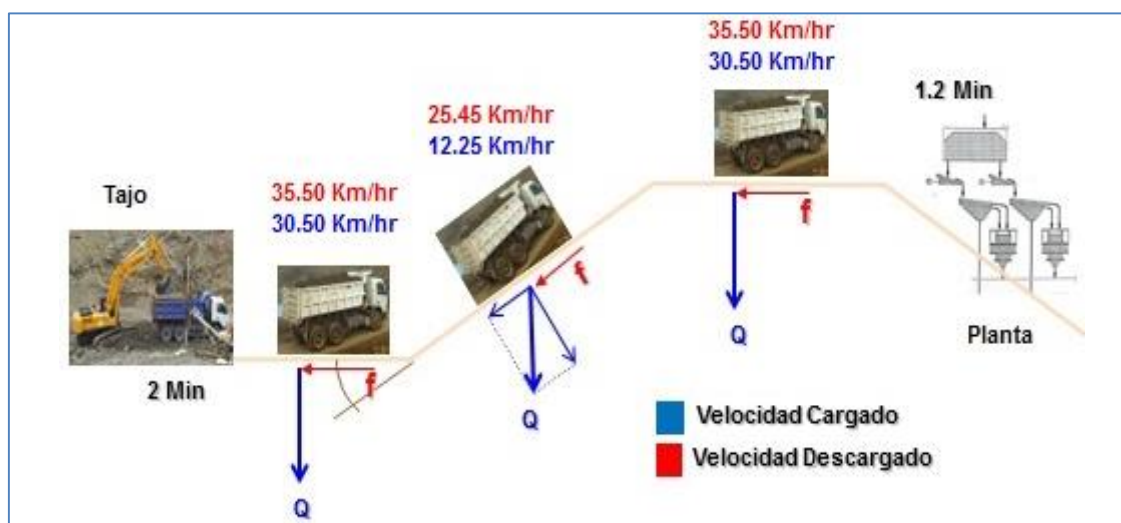


Figura 4.49.: Perfil de transporte de Tajo a Planta o perfil 1.

Fuente: Mina Tacaza.

Tabla 4.43. Velocidades y distancias promedio para el perfil 1:

PERFIL DE TRANSPORTE DEL TAJO A PLANTA			
Velocidades Promedio:			
V. Cargado a Nivel (Km/hr):	35.50	V. Descargado a Nivel (Km/hr):	40.50
V. Cargado Subiendo (Km/hr):	18.25	V. Descargado Subiendo (Km/hr):	30.45
V. Cargado Bajando (Km/hr):	22.56	V. Descargado Bajando (Km/hr):	35.25
Características del Terreno:			
Distancia mas Larga (Km):	2.043	Distancia mas Corta (Km):	1.191
Distancia Media (Km):	1.617	Distancia Rampa +,- (Km):	0.87934
Distancia en Nivel (Km):	0.689		

Fuente: Mina Tacaza.



Figura 4.50.: Perfil de transporte de Tajo a Botadero o perfil 2.

Fuente: Mina Tacaza.

Tabla 4.44. Velocidades y distancias promedio para el perfil 2:

PERFIL DE TRANSPORTE DEL TAJO A BOTADERO			
Velocidades Promedio:			
V. Cargado a Nivel (Km/hr):	35.50	V. Descargado a Nivel (Km/hr):	40.50
V. Cargado Subiendo (Km/hr):	18.25	V. Descargado Subiendo (Km/hr):	30.45
V. Cargado Bajando (Km/hr):	22.56	V. Descargado Bajando (Km/hr):	35.25
Características del Terreno:			
Distancia mas Larga (Km):	0.85	Distancia mas Corta (Km):	0.432
Distancia Media (Km):	0.641	Distancia Rampa +,- (Km):	0.6026
Distancia en Nivel (Km):	0		

Fuente: Mina Tacaza.

De acuerdo a estos dos perfiles se realiza el cálculo de camiones por periodo en un día operativo, veamos las siguientes tablas:

Tabla 4.45. Cálculo de camiones por pala para el perfil de transporte 1:

Operación del Equipo de Transporte:				
Tiempo de Viaje C. (min):	4.32	Tiempo de Viaje D. (min):	2.65	
Tiempo de Carga (min):	8.67	Tiempo de Descarga (min):	1.20	
Tiempo entre Cargas (min):	2.00	Tiempo Total del C.T. (min):	18.85	
Factor de Llenado (%):	90%	N° de Baldes P-C:	8.67	
N° de Camiones Requeridos:				
Factor de Compatibilidad:	2.34	N° de Palas en M.:	1	
N° de CM:	2.47	FM 440	Costo Hr:	81.65 US\$/hr
Costo Total:	\$ 1,612.67	C.U.:	1.34	US\$/TM

Fuente: Mina Tacaza.

Tabla 4.46. Cálculo de camiones por pala para el perfil de transporte 2:

Operación del Equipo de Transporte:				
Tiempo de Viaje C. (min):	1.60	Tiempo de Viaje D. (min):	1.19	
Tiempo de Carga (min):	5.80	Tiempo de Descarga (min):	1.20	
Tiempo entre Cargas (min):	2.00	Tiempo Total del C.T. (min):	11.79	
Factor de Llenado (%):	90%	N° de Baldes P-C:	5.80	
N° de Camiones Requeridos:				
Factor de Compatibilidad:	2.00	N° de Palas en D.:	0	
N° de CM:	1.00	FM 440	Costo Hr:	81.65 US\$/hr
Costo Total:	\$ 650.43	C.U.:	0.54	US\$/TM

Fuente: Mina Tacaza.

En base a las tablas 4.45 y 4.46, se hicieron simulaciones de requerimiento máxima por periodo con una muestra relativa a un día, con el cual se estimaron el requerimiento de camiones por periodo. Este requerimiento del número de camiones por periodo se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla 4.47. Distribución de camiones a lo largo de todos los periodos:

Equipo de Transporte:	Material	Periodo							
		2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020
VOLVO - FM 440	Mineral	6	6	6	6	6	6	4	4
VOLVO - FM 440	Desmonte	2	2	4	4	5	2	2	0

Fuente: Tesista.





4.8.5. Servicios Auxiliares:

Los servicios auxiliares mina también está a cargo de la contrata COEMPSA, el cual opera, con diversos equipos según la demanda de la operaciones unitarias. Estos equipos sientan las demandas operacionales de la faena en:

- ✓ Perforación: Limpieza de área, remoción de material y formación de plataformas.
- ✓ Carguío: Apilamiento del material tendido y construcción de vías auxiliares.
- ✓ Transporte: Limpieza de las vías de transporte, nivelación, mantenimiento y regado de vías.
- ✓ Superintendencia mina: Transporte de personal y logística de materiales.
- ✓ Botadero: Tendido de material, construcción de accesos auxiliares y compactación de material.

Los equipos que cumplen con estas demandas dentro de la faena se describen a continuación en la siguiente tabla:

Tabla 4.48. Descripción operativa de los equipos auxiliares a utilizarse:

EQUIPOS AUXILIARES	Equipos	Vista	Índices Operativos	Nº Equipos
	BULLDOZER CAT D6D		DM (%): 90% UT (%): 85% EO %: 80%	3
	MOTONIVELADORA CAT 140H		DM (%): 92% UT (%): 80% EO %: 80%	1
	CAMION CISTERNA VOLVO		DM (%): 95% UT (%): 90% EO %: 80%	1
	CAMIONETAS 4x4 T-HILUX		DM (%): 95% UT (%): 80%	3

Fuente: Mina Tacaza.

4.3. Evaluando la Valorización de la Mina Tacaza habiendo obtenido El Planeamiento a Largo Plazo:

El desarrollo de los elementos del planeamiento a largo plazo para la mina Tacaza ha generado una salida de datos que va desde planos hasta flujos de rentabilidad operativa (VAN operativo). Todos estos datos son como consecuencia de conciliar las restricciones operativas y las condiciones de mercado con la información geológica. Ello con la finalidad de cumplir el objetivo principal de este estudio: el cual es “LOGRAR UN ÓPTIMA VALORIZACIÓN DE LA MINA TACAZA”.

Para medir la valorización de la mina Tacaza, fue necesario llevar los flujos de rentabilidad operativa hacia un flujo de caja financiero con la finalidad de proyectar la entrada y salida física de dinero. El flujo de caja, nos permitió obtener flujos de rentabilidad NETAS, a los cuales se les resta las muchas obligaciones financieras tanto con entidades privadas como del estado, ello para obtener la rentabilidad total de la mina. Asimismo, estos flujos de rentabilidad NETAS, nos permiten hacer uso de dos indicadores financieros para medir la valorización de la mina Tacaza en términos de valor presente neto y costo de oportunidad (TIR). Veamos pues el proceso de medir la valorización de la mina Tacaza:

4.3.1. Flujo de caja proyectado.

El análisis del flujo de caja financiera PROYECTADO se hizo conforme a la indicado por Monografias.com (2014), que para el caso de la mina Tacaza se realizó combinando el resumen del plan de minado con datos financieros tales como: Costos operativos, impuestos, obligaciones bancarias y demás ítems en referencia del departamento de costos de la mina Tacaza – CIEMSA en el año 2013. Por lo que, muchos de estos datos pueden variar en comparación de esta época.

Así como indicaría Muñoz (2012), la realización del plan de minado y el flujo de caja financiero nos permitieron obtener una “primera valorización de la mina Tacaza”, que para efectos de este estudio se le denominara Valorización 2, ya que la Valorización 1 se referirá a la valorización sin el desarrollo de elementos del planeamiento a largo plazo.

Como se ha podido apreciar en el plan de minado, el diseño proyectado de las fases, a medida que avanza el minado de las reservas, hace que los beneficios varíen, encontrándose en la mina Tacaza un efecto poso que se ubica desde el periodo 3 hasta el periodo 5.

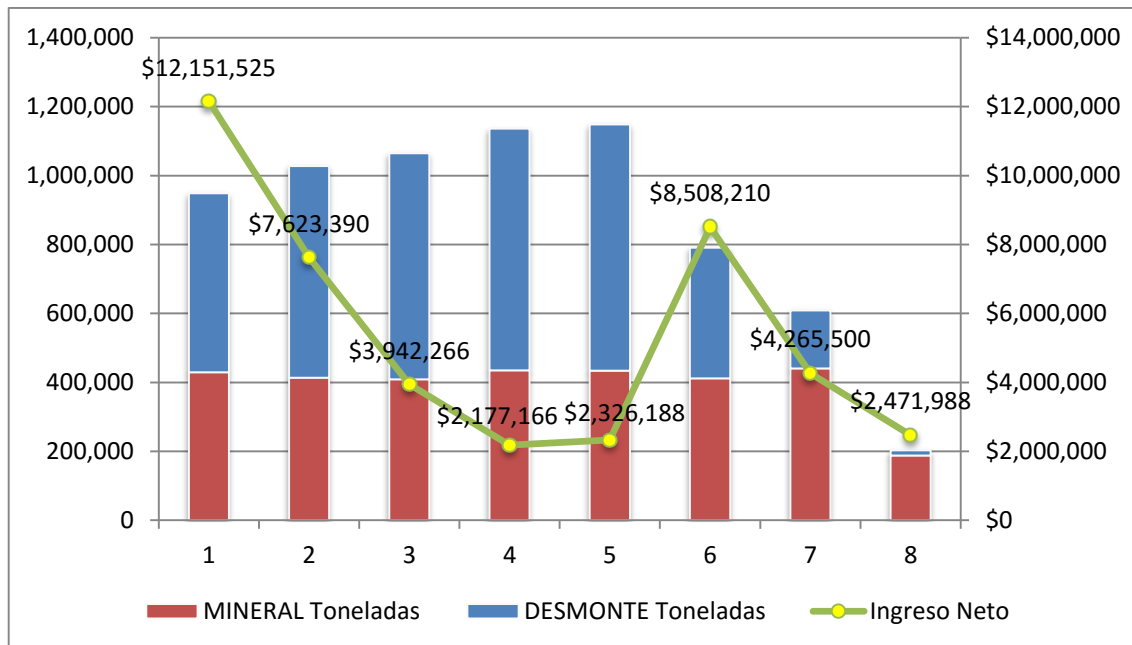


Figura 4.51.: Variación del ingreso neto vs el movimiento de material por periodo.

Dentro del flujo caja financiero, los beneficios operativos se ven aún más afectados. El flujo de caja financiero para la mina Tacaza se puede apreciar en el anexo N° 9.

Como se puede apreciar en el flujo de caja financiero en el anexo N° 9 o en la tabla 4.49, al igual que con los beneficios operativos proyectados en el plan de minado de este estudio, las utilidades netas fluctúan de manera decreciente, teniendo sus puntos más bajos en los años 5 y 6 del flujo de caja proyectado (*1), ya que estos beneficios operativos, en los años 5 y 6, se ven más afectados.

Si sumáramos todos los flujos netos obtendríamos una rentabilidad neta total de US\$ 33'106,283. En términos globales nos aparenta una gran rentabilidad, sin embargo en términos anuales, podemos ver su fragilidad y su alto grado de sensibilidad. Entonces el "Flujo de Caja", nos permite tener otra visión sobre la valorización para poder mitigar la variabilidad de los flujos netos.

(*1): En este flujo de caja financiero se ha incluido la producción del año 2012 y su respectivo beneficio, esto hace que el año calendario 2012 toma como nombre cabeza de “Año 1” y los periodos 1 hasta 8 del plan de minado, toman el nombre cabeza a partir de “Año 2 hasta Año 9”.

4.3.2. El VAN y TIR.

Con los indicadores financieros tales como: El Valor Actual Neto (VAN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR), vamos a medir la rentabilidad actualizada y el riesgo en el mercado de la mina Tacaza conforme a lo que refiere Gonzales (2010).

Para ello, véase un resumen de los pagos netos; desde el año 1 hasta el año 9 de la mina Tacaza; en la siguiente tabla:

Tabla 4.49. Resumen de las utilidades netas del flujo de caja financiero y la inversión inicial de la mina Tacaza:

Conceptos	Valor US\$
Inversión Inicial	\$ 18,000,000
Utilidad Neta del Año 1 - 2012	\$ 4,581,176
Utilidad Neta del Año 2 - 2013	\$ 8,133,631
Utilidad Neta del Año 3 - 2014	\$ 5,440,990
Utilidad Neta del Año 4 - 2015	\$ 2,673,462
Utilidad Neta del Año 5 - 2016	\$ 984,095
Utilidad Neta del Año 6 - 2017	\$ 986,532
Utilidad Neta del Año 7 - 2018	\$ 5,901,403
Utilidad Neta del Año 8 - 2019	\$ 2,253,931
Utilidad Neta del Año 9 - 2020	\$ 2,151,062

Fuente: Tesista.

A: El VAN:

El VAN se estima en función de los flujos netos del flujo de caja, es decir, utilizando la ecuación 1, esta estimación para una tasa de descuento de 10% es:

$$VAN = -I + \sum_{n=1}^n \frac{Q_n}{(1+r)^n}$$

Reemplazando los valores en millones de US\$:

$$VAN = -18 + \left(\frac{4.581}{[1 + 0.10]^1} + \dots + \frac{2.151}{[1 + 0.10]^9} \right) = 4.96$$

$$VAN = 4.96 \text{ millones de US\$}$$

B: El TIR:

El TIR también se estima en función de los flujos netos del flujo de caja, pero, el VAN es igual a 0, por lo tanto; utilizando la ecuación 3, esta estimación es:

$$0 = -I + \sum_{n=1}^n \frac{Q_n}{(1 + r)^n}$$

Reemplazando los valores en millones de US\$:

$$0 = -18 + \left(\frac{4.581}{[1 + TIR]^1} + \dots + \frac{2.151}{[1 + TIR]^9} \right)$$

$$TIR = 18\%$$

Resumiendo las estimaciones del VAN y el TIR obtenidas para la mina Tacaza conjuntamente con la inversión, se tiene:

Inversión del proyecto:	\$	-\$ 18,000,000
Valor Actual Neto:	\$	\$ 4,960,628
TIR:	%	18%

Como se puede apreciar, el VAN para el estudio propuesto será de US\$ 4.96 millones de dólares con un tasa de interna de retorno de 18%, para una inversión inicial de US\$ 18 millones de dólares.

Otra forma de expresarlo sería:

“La rentabilidad actualizada, de la mina Tacaza, será de US\$ 4.96 millones de dólares, el cual tendrá un riesgo en el mercado de 18%; para una inversión total en el proyecto de US\$ 18 millones de dólares”.

4.4. Discusión de los Resultados:

La discusión de los resultados para esta investigación se hizo en comparación de los antecedentes de este estudio y también al problema planteado:

4.4.1. Solución al problema planteado en este estudio.

La valorización obtenida en este estudio, desde ahora Valorización 2, se presenta como una mejora de la Valorización 1, el cual se realiza con el inventario de reservas por el método de perfiles y cortes. No obstante para poder discutir los aportes, medir las mejoras, diferencias entre ellas y demás implicancias; mencionaremos los puntos relevantes de cada valorización:

4.4.1.1. Valorización 1 (Val 1).

→ El inventario de reservas para la mina Tacaza y sus implicancias, año 2011 y 2012:

Para la mina Tacaza, ha tiempo que se propuso este estudio en los años 2012 y 2013, se realizó dos inventarios de reservas, solo resaltaremos al segundo inventario:

Enero 2012, Segundo Inventario, el cual tiene las siguientes implicancias:

- Se realiza un Reajuste del primer cálculo de reservas (julio 2011) de las exploraciones diamantinas que tuvieron lugar desde marzo 2010 hasta junio del 2011, en los proyectos Tacaza 10 y Tacaza Norte.
- Las reservas proyectadas fueron: Reservas Probadas – Probables económicas en Sulfuros (secundarios) de la Mina Tacaza y Proyecto Tacaza Norte para Enero 2012 dan 4'076,900 TM con ley promedio de 1.41 %Cu. Reservas Probadas en Óxidos 486,400 TM con 0.96 %CuOx, Reservas Probadas de Sulfuros marginal

(Baja ley) 472,700 TM con 0.69 %Cu, acumulando Reservas de Sulfuros secundarios, óxidos y mineral marginal (Baja ley Sulfuros) dan un total de 5'036,600 TM con Ley promedio de 1.30 %Cu. Además se agregan como mineral Sub-marginal de sulfuros 290,400 TM con una ley promedio de 0.49 %Cu.

- Estas reservas no se estiman con el uso de Pit Shells, tan solo con el método de Perfiles y Cortes.
- Las reservas estimadas se realizaron en función de la información departamento de comercialización (Lima), el cual estimo la valorización de concentrado de Cobre de la Mina Tacaza y permitido efectuar la valorización de la unidad de cobre (1 %Cu) con la recuperación actual de la Planta Concentradora (80%) reportando **US\$ 44.72 y un costo con las condiciones actuales de US\$ 36.90 por TM explotada y tratada.**
- La delimitación de los blocks se realizó con una ley cut-off de **0.80 %Cu**, considerándose Reservas Económicas, en la zona de “Sulfuros Secundarios”, al mineral mayor que esta ley. Mientras que, las leyes que se encuentra debajo de 0.80 %Cu se informó como mineral de Baja ley, donde se encuentra la mineralización de la Zona Mixta y de Sulfuros Primarios.
- Este segundo inventario se realiza en supervisión del Ingeniero Julver Álvarez (Gerente de Geología año 2012) y el ingeniero Luis Apaza (Supervisor de Geología y diamantina año 2012).
- En resumen de este segundo inventario tenemos el siguiente cuadro:

Tabla 4.50. Resumen del Inventario de Reservas para la Mina Tacaza:

Categoría	Mina		Tacaza		Total TM	% Cu
	Tacaza	% Cu	Norte	% Cu		
Probado-Probable	2,325,900	1.43	1,751,000	1.38	4,076,900	1.41
Probado-óxidos	118400	1.14	368,000	0.91	486,400	0.96
Mineral Marginal	270,200	0.64	202,500	0.75	472,700	0.69
Mineral Sub-marginal	290,400	0.50	0	0	290,400	0.50
	3,004,900	1.25	2,321,500	1.25	5,326,400	1.25
Porcentaje (%)	56.42%		43.58%		100%	

Fuente: Mina Tacaza.

Parte del expediente, detalles fidedignos de los cálculos, además una sección geológica de muestra en AutoCAD, se detalla en el anexo N° 10.

En base a esto inventarios, en especial al del ajuste, se realiza la Valorización 1 de la mina Tacaza, con las siguientes falencias resaltantes y problemas colaterales:

a) Estimamos la Valorización 1 en base a las “reservas” totales reportadas en los expedientes que ascienden a 5'036,600 TM con ley promedio de 1.30 %Cu.

Para ello aplicamos la fórmula de rentabilidad total, con lo cual tenemos:

$$V1 = (RT \times 0.9 \times RM \times P \times LP \times 22.046) - (RT \times CMP + D \times CD)$$

Dónde:

V1 = Valorización 1 de la mina Tacaza (US\$).

RT = Reservas totales (TM).

0.9 = Factor de castigo que aplican a las reservas que asciende al 10%.

RM = Recuperación metalúrgica (%).

P = Precio del cobre real (US\$/lb).

LP = Ley promedio (% Cu)

CMP = Costo de minado y procesado del mineral (US\$/TM).

D = Desmote total.

CM = Costo de minado del desmote (US\$/TM).

Reemplazando los datos tenemos:

$$V1 = (5'036,600 \times 0.9 \times 80\% \times 2.5 \times 1.30 \times 22.046) - (5'036,600 \times 36.90 + 0 \times 0)$$

$$V1 = 259'826,307.6 - 185'850,540$$

$$V1 = 73'975,767.6 \text{ US\$}$$

- b) Estas “reservas” nos dan una rentabilidad total de la mina de US\$ 73.97 millones de dólares, UN VALOR TOTALMENTE EXORBITANTE, por más que se realizó un castigo a las reservas en un 10% (según el criterio de ellos). ¿y por qué 10%? Por qué no utilizar un 20% ¿Por qué utilizar un factor de castigo a unas “reservas” que tuvieron una alta exigencia en cuanto a delimitación? Peor aún, cuando avance el minado y las reservas no resultaran ser las estimables, ¿entonces se corregirá el error utilizando un factor de castigo igual a 30% a las reservas remanentes?
- c) Si bien es cierto que, la delimitación de los bloques dentro del cálculo de reservas para la mina Tacaza, se basa en una ley de corte un tanto más alta que la estimable: 0.70% Cu para la de diseño (que se vio dentro de este estudio) y 0.80% Cu para el método de perfiles y cortes. Esto no hace que los recursos delimitados bajo este criterio sean reservas, lo único que se hace es “**sobre estimar los recursos**”.
- d) En los informes técnicos de minas como Las Bambas-MMG & Constancia – Huidbay (2015), se detallan dos conceptos distintos: Reservas y Recursos, que en definición son términos distintos. Las reservas de mineral deben cumplir los parámetros y conceptos de Lerchs y Grossmann (1964) y que se engloban dentro de un Pit Shell. No todos los recursos pueden ser reservas, pues no todo el mineral dentro de un yacimiento puede ser económicamente explotable.
- e) Sin bien el costo de minado y procesamiento para realizar la Valorización 1, el cual es 36.90 US\$/TM es mayor al 30.90 US\$/TM del planteado en este estudio para compensar el costo del desmonte. ¿Por qué pensar que la relación E/M será igual 1?
- f) Los tajos operativos para la mina Tacaza son: **totalmente arbitrarios**, y no siguen un criterio adecuado mucho menos el proceso de diseño de Gonzales (2010), tan solo la variabilidad de leyes y vistas de secciones transversales. Veamos los diseños de estos tajos dentro AutoCAD en las siguientes figuras:

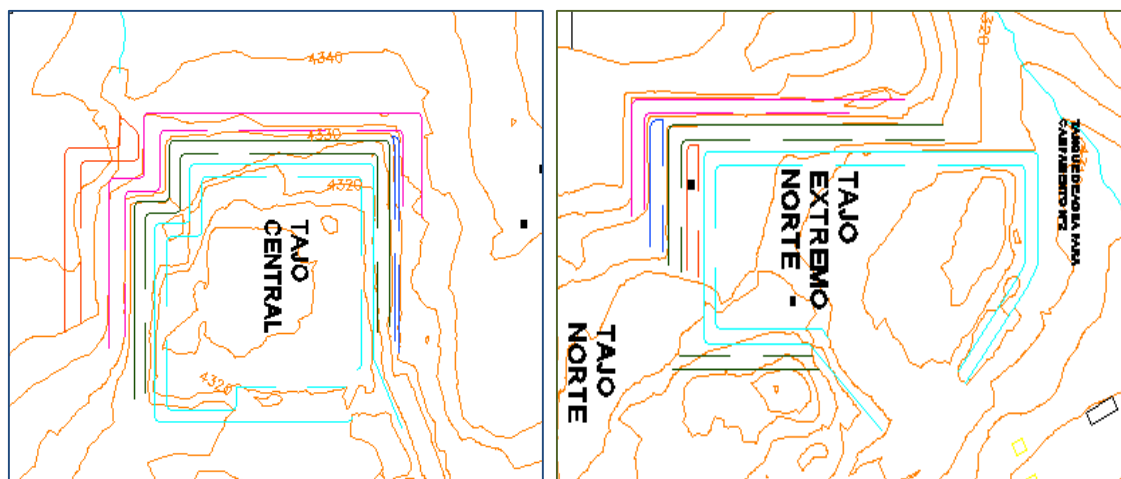


Figura 4.52.: Derecha: Vista del tajo Central diseñado en AutoCAD. Izquierda: Vista del tajo Extremo Norte diseñado en AutoCAD.

Fuente: Mina Tacaza.

- g) Si bien el minado de la mina Tacaza se dio con estos tajos diseñados en AutoCAD, el concepto de fases puede otorgar otras soluciones.
- h) Un valor promedio (sesgo global), no advierte sobre la variabilidad porque suaviza los datos componentes. Por ello, la Valorización 1, que utiliza excesivamente los datos promedios, además de, utilizar tajos diseñados en AutoCAD no puede darnos a cuenta sobre la variabilidad que podría tener la Valorización 1 en cuanto avance el minado años posteriores y que es tan importante tener en cuenta según Muñoz (2012).
- i) Por último, las variables de capacidad e incertidumbre de Peirano (2011) no tienen ni cabida en la Valorización 1.

4.4.1.2. Valorización 2 (Val 2) y los aportes a la solución del problema.

Veamos cómo el proceso que conlleva la Valorización 2 ha aportado en la solución del problema:

I. Interpretación Geológica del Yacimiento Tipo Manto:

La interpretación geológica dentro del software MineSight, no solo permitió la absorción de la interpretación por el método de Perfiles y Cortes, con el que se realizó la Valorización 1, sino que también facultó la aplicación de los conceptos de Alfaro (2007)

para el análisis geoestadístico, tanto desde la confección de variogramas unidimensional hasta la interpolación de leyes por la técnica del “Kriging”. Esto como resultado dio: Un Modelo de Leyes para la mina Tacaza. Lo cual es muy importante según Gonzales (2010), pues el modelo de bloques es la epitome del planeamiento a largo.

II. Conciliación de la Restricciones Operativas y las Condiciones de Mercado con el uso de MineSight y Gemcom Whittle:

Esta etapa, en consistencia, es el planeamiento a largo plazo, el cual, estuvo compuesta por sub etapas con sus respectivos resultados que aportaron separadamente en la solución del problema:

Diseño del Pit Final:

El diseño del pit final, a través del diseño del Pit Shell N° 31, nos permitió estimar las reservas de la mina Tacaza. Estas reservas, englobadas dentro de un pit Shell, se calcularon en base a los principios de Lerchs y Grossmann (1964), asimismo con los lineamientos y recomendaciones de Chavez *et al.* (2010); las cuales ascienden a 3'807,841 TM de mineral con una ley promedio es de 1.24 %Cu para un stripping ratio de 1.02, que implicaría la extracción de desmonte de 3'865,582 TM y una vida de la mina de 8.69 años. De esta manera, las reservas potenciales que reportan en el Expediente 2, con el cual se realiza Valorización 1, dejan de ser sobre estimadas, ya que cada bloque de mineral para ser reserva, no solo pago por su costo operativo, sino que pago el costo operativo de todo el desmonte que implicaría su extracción.

Diseño de las Fases de Minado:

El diseño las fases de minado, otorgo **amplitud** a la operación. Pues el minado ya no solo se centra en la zona central de la mina Tacaza. Asimismo, el concepto de flujo de minado de Trillo, Peirano, Calder, Koniaris y McCann (2011) se inserta para la consecucion del diseño de las fases de minado. Esto, es resumen, permitió acoplar la FLEXIBILIDAD en la operación de minado para un posterior Planeamiento Estratégico del Producción.

Por otro lado, la operatividad de las fases de minado se realizó siguiendo las recomendaciones de Muñoz (2012), ello dio como resultado un zoneamiento de las fases de minado, enmarcado como pasos de fase que no perjudicarían a la fase surgente. La operatividad, conllevó un ajuste de las reservas por el impacto sobre la rentabilidad operativa. Estas reservas se resumen en la tabla 4.9.

Diseño de los Botaderos:

La mina Tacaza carecía de la proyección de botaderos. Este estudio ofreció, con su debida fundamentación, la proyección de 4 botaderos que se ciñen a las recomendaciones y principios de diseño de la BS Consultores (2009). Esto permitió establecer un balance de minado para los pits operativos, ya que los botaderos son lugares donde han de depositarse el material estéril extraído de los tajos, lo cual ayuda mucho al flujo de minado de la mina Tacaza. Estos botaderos se resumen en la tabla 4.10.

No obstante, aún quedaron botaderos por diseñar, porque estos tuvieron la dificultad de encontrar zonas estratégicas, por el conflicto entre los dueños de las zonas aledañas y por el limitado terreno de la concesión San Salvador 27 donde se ubica la mina Tacaza.

Planeamiento Estratégico de la Producción:

En este punto se estableció el CÓMO se va a minar las reservas dentro de un contexto operativo real. Para ello se realizó un plan de minado a largo plazo para la mina Tacaza, con el que se concilio el pit final, las fases de minado y los botaderos; para obtener un “flujo de minado” que lograra cumplir los objetivos operacionales ya establecidos. El planeamiento se ha ceñido a los conceptos de AMPLITUD, FLEXIBILIDAD, FLUJO que tanto enfatizan Muñoz *et al.* (2012) para obtener una buena valorización de una mina. Véase el resumen del plan de minado en la tabla 4.19 y su diagrama de flujo en la figura 4.37.

Además de ello resaltaremos los siguientes puntos:

- ✓ El plan de minado pretende minar 3'160,598 TM de mineral con una ley promedio de 1.28 %Cu.

- ✓ El desmante que se tendrá que extraer es 3'765,730 TM.
- ✓ El mineral marginal disponible será 376,803 TM con una ley promedio de 0.56 %Cu.
- ✓ La relación Estéril/Mineral promedio es de 1.19.
- ✓ La vida útil de la mina será de 7.5 años.

El Dimensionamiento de la Flota de Equipos:

En donde se hizo una descripción de las operaciones unitarias dentro de la operación a tajo abierto de la mina Tacaza, además de un reajuste del número de equipos para mejorar el “match” entre los objetivos operacionales de producción y los equipos disponibles, ello conforme a los procedimientos de Calder, Koniaris, McCann, BS Consultores y Chura (1996). Esto con la finalidad de que los equipos de minado no estén en un Stand By innecesario, cuando estos se pueden aprovechar para beneficiar más a la mina Tacaza.

III. La Valorización 2 - “Valorización de la Mina Tacaza”:

La Valorización 2, se realizó en base al *planeamiento estratégico de la producción*, y esta Valorización 2 tuvo los siguientes resultados:

- a) Rentabilidad Operativa de la Mina Tacaza: US\$ 43'466,233.
- b) VAN Operativo de la Mina Tacaza: US\$ 36'926,765.
- c) Rentabilidad Financiera (de acuerdo a la suma de los flujos anuales): **US\$ 33'106,283.**
- d) Valor Actual Neto Financiero: **US\$ 4'960,628.**
- e) Un TIR de: **18%**
- f) Para una inversión realizada de: **US\$ 18'000,000.**

Esta valorización tiene la característica de ÓPTIMA, pues es el mejor resultado que se ha obtenido tras haber conciliado todas las restricciones operativas y las condiciones de mercado con la información geológica, teniéndose así, como lo expresa Solver – MS Excel, “una solución óptima que atiende todas las restricciones impuestas”. Asimismo, la Valorización 2 es una valorización más compleja (pues atiende varios puntos) y a la

vez flexible, pues puede y deberá ser retroalimentado y ajustado de acuerdo el paso del tiempo, ya que siempre se debe tener en cuenta “EL CAMBIO VARIABLE”.

4.4.2. Con respecto al procedimiento de Muñoz (2012).

Para ello, discutiremos el diseño geométrico que tuvieron las fases de minado de la mina Tacaza, en los que se tuvieron 3 aspectos principales influyentes en los costos de carguío y transporte según Muñoz (2012):

I. Amplitud de las fases de minado:

La amplitud de las fases de minado debe entenderse como un factor que castiga la productividad de las palas y ello debe traducirse en un aumento en los costos de carguío. Las fases operativas de la mina Tacaza también muestran tres facetas: la fase inicial, la fase intermedia y la fase final. Sin embargo, la fase inicial, que de acuerdo a Muñoz (2012), es una de las fases con menos productividad. No obstante, la mina Tacaza ha optado por las rampas tipo canteras, lo cual le permitiría acceder a gran parte de los bancos de cada fase sin importar el desarrollo de este. Esta condición hace que la productividad no se vea reducida, pues el acceso a la fase inicial de muchas fases de minado es muy flexible. Véase las siguientes figuras:

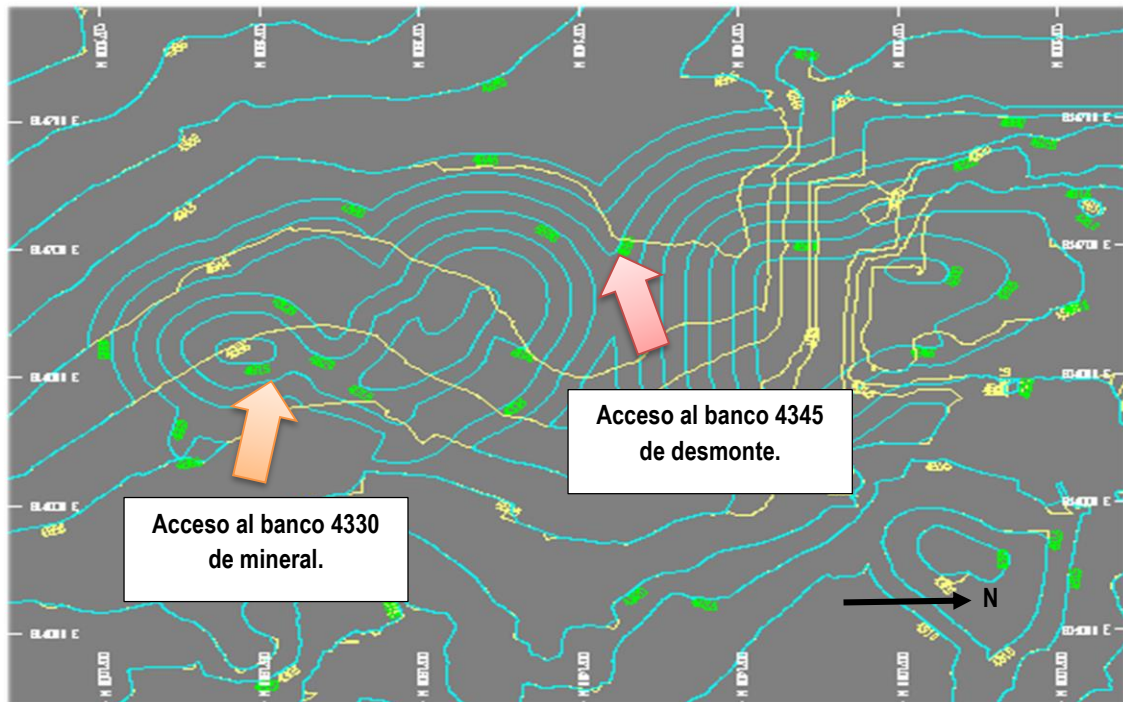


Figura 4.53.: Fase 01 zona sur en la etapa inicial. Curvas de nivel celestes corresponde a la fase 1 y las de color claro representan la topo inicial.

Fuente: Tesista.

La etapa inicial en la fase 01 – zona sur es bastante amplia a pesar que el área del material a remover sea pequeño.

Carguío: Las palas gozan de áreas sin restricciones para que los equipos de transporte puedan acoplarse sin mayor problema y evitar tiempos muertos. Asimismo, el hecho de haber minado cierta área hasta un banco profundo no condiciona a bancos adyacentes a su avance, pues las demás áreas siempre podrán ser accedidas, minándose así múltiples áreas. Ello hace que los costos de carguío no varíen ni en la etapa inicial ni la intermedia. Teniéndose así, solo castigos de productividad en la fase final de una fase operativa.

Transporte: El transporte de material es más comodín. Pues si el material a remover es desmorte, puedes hacer que los accesos temporales estén direccionados hacia el norte, lugar donde se ubican los botaderos, y si, el material a minar es mineral, puedes hacer que los accesos temporales estén direccionados hacia el sur, lugar donde se ubica la planta. Entonces esto reduce las distancias y el factor de acoplamiento, consecuentemente reduce el costos de transporte.

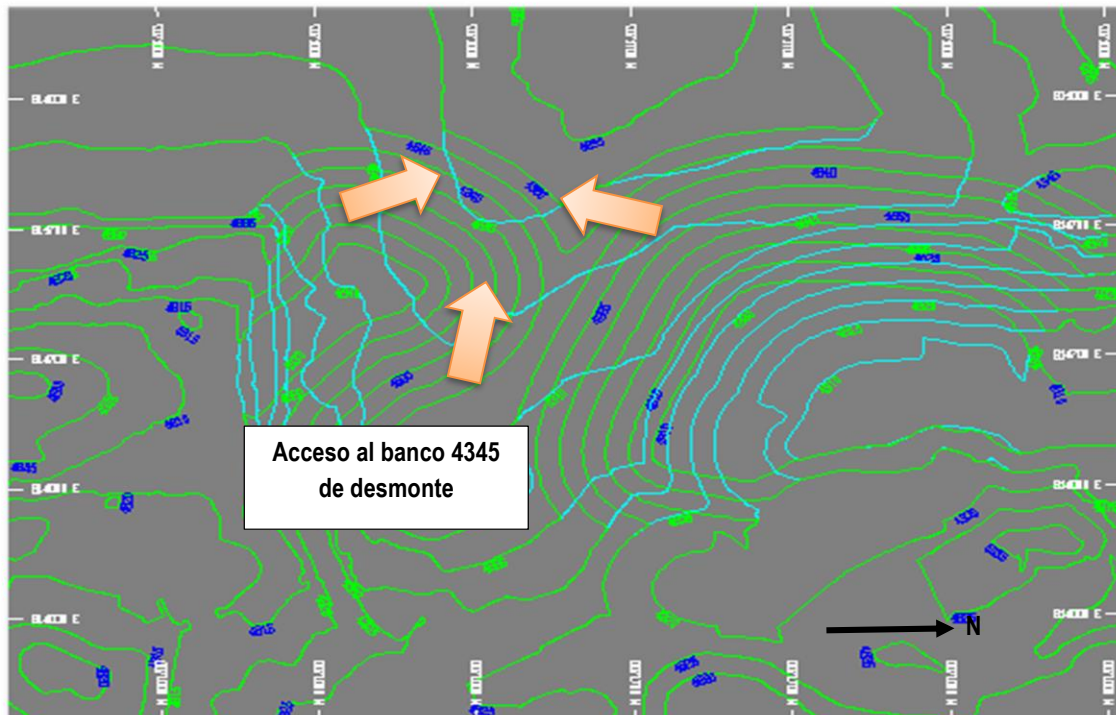


Figura 4.54.: Fase 02 zona central en la etapa inicial. Curvas de nivel verdes corresponde a la fase 1 y las de color celeste representan la topo inicial.

Fuente: Tesista.

El mismo caso se puede apreciar en la figura 4.54. Sin embargo, no todas las fases de minado y sus zonas tienen esa ventaja; ya que algunos tajos de la zona norte pierden esta característica.

II. Ubicación en el tajo:

En este punto es importante tener en cuenta la ubicación de los destinos y la profundidad de la mineralización. Al diseñar las fases de minado, se ha visto por conveniente diseñar los botaderos muy cerca al tajo de la fase 4 – zona norte, ya que está fase, por si sola, contiene el 43% del material estéril total de la mina Tacaza y a su vez posee mineral de alta ley.

Veamos la siguiente figura:

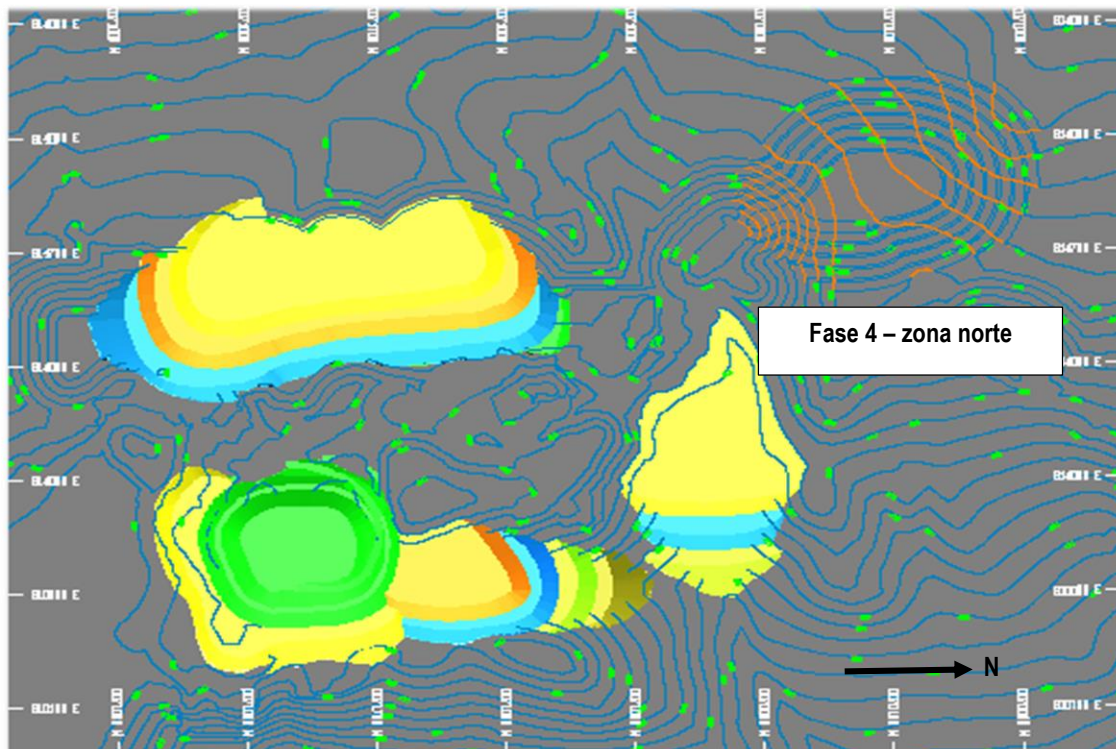


Figura 4.55.: Fase 04 zona norte y la ubicación de todos los botaderos proyectados.

Fuente: Tesista.

Algo muy presente que se tuvo en la rotación de destinos para el desmante es que: “Es importante que cada fase tenga, sin importar su ubicación, una opción de destino a menor distancia. Esto hace que los costos de transporte de estéril tengan menor variabilidad”. Veamos la siguiente tabla, en donde se detallan los costos básicos – promedios de carguío y transporte proyectados:

Tabla 4.51. Costos promedio de carguío y transporte proyectados por fase y zona.

Fase de Minado	Zona	Materiales	Tonelaje	RQP	FCC	Carguío \$/TM	Transporte \$/TM	Total \$/TM
Fase01	Tajo Central	Desmante TM	68,555	0.66	2.03	0.74	0.80	1.54
		Mineral TM	77,979	1.06	2.34	0.89	1.34	2.23
	Tajo Sur	Desmante TM	262,837	0.72	2.18	0.74	0.78	1.52
		Mineral TM	325,407	1.06	2.11	0.89	1.21	2.10
	Desmante TM Fase01		331,392			0.74	0.78	1.52
Mineral TM Fase01		403,386			0.89	1.24	2.13	
Fase02	Tajo Central	Desmante TM	304,060	0.88	1.80	0.74	0.86	1.60
		Mineral TM	280,269	1.06	2.25	0.89	1.29	2.18
	Tajo Norte	Desmante TM	183,247	1.36	1.97	0.74	1.46	2.20
		Mineral TM	110,021	1.06	2.53	0.89	1.45	2.34
	Desmante TM Fase02		487,307			0.74	1.09	1.83
Mineral TM Fase02		390,290			0.89	1.34	2.23	
Fase03	Tajo Central	Desmante TM	335,591	0.73	1.90	0.74	0.75	1.49
		Mineral TM	375,105	1.06	2.64	0.89	1.34	2.23
	Tajo Norte	Desmante TM	84,511	0.95	2.06	0.74	1.06	1.80
		Mineral TM	72,796	1.06	2.66	0.89	1.53	2.42
	Desmante TM Fase03		420,102			0.74	0.81	1.55
Mineral TM Fase03		447,901			0.89	1.37	2.26	
Fase04	Tajo Norte	Desmante TM	1,382,083	1.86	3.72	0.74	2.03	2.77
		Mineral TM	604,941	1.06	2.73	0.89	1.57	2.46
	Tajo Sur	Desmante TM	232,870	0.84	ND	0.74	ND	ND
		Mineral TM	225,247	1.06	2.02	0.89	1.16	2.05
	Desmante TM Fase04		1,614,953			0.74	ND	ND
Mineral TM Fase04		830,188			0.89	1.46	2.35	
Fase05	Tajo Norte	Desmante TM	625,755	0.67	ND	0.74	ND	ND
		Mineral TM	765,327	1.06	2.73	0.89	1.57	2.46
	Tajo Sur	Desmante TM	246,828	0.50	ND	0.74	ND	ND
		Mineral TM	407,544	1.06	2.11	0.89	1.21	2.10
	Desmante TM Fase05		872,583			0.74	ND	ND
Mineral TM Fase05		1,172,871			0.89	1.44	2.33	

Fuente: Tesista.

Como puede apreciarse, los costos de transporte son los más altos en la zona norte. Esto va desde la fase 02 hasta la fase 05. A ello agregar también que el costo más alto de transporte está ubicado en la zona norte de la fase 04 con 2.03 \$/TM, aun cuando los botaderos se encuentran muy cerca de este tajo. Si la disposición de botaderos hubiese sido más lejano, los costos de transporte de la zona norte de verían muy afectados. Asimismo, la falta de un botadero que cubra la fase 05, hace que los costos de transporte en esta fase queden en incertidumbre. Aun así, no es difícil suponer que costo de transporte para la fase 05 – zona norte podría ser mayor que 2.03 \$/TM, pues las únicas

zonas libres - factibles podrían ser las fases minadas en la zona sur. Pues si la distancia es mayor, ciertos bloques de mineral se verían afectados y dejarían de ser económicamente minables. Lo recomendable sería un botadero más cerca, por decir hacia la zona norte, estos podría beneficiar a la mina Tacaza, pero antes ello, es necesario una conciliación con los propietarios de los terrenos.

En cuanto al transporte del mineral, se ve un aumento del costo de transporte desde 1.16 \$/TM hasta 1.57 \$/TM. A diferencia del desmonte no pudo ser mitigado con el diseño de los botaderos. En caso del mineral su destino es fijo y la topografía misma hace que el aumento de la distancia de transporte incremente. Para el diseño de las fases de minado, solo se tuvo en cuenta un mayor descuento anual a los bloques de mineral, sin embargo el costo promedio de transporte no puede verdaderamente controlar su variabilidad; siendo necesario, por tal motivo, la construcción de un MCAF para la zona norte, el cual ayudaría a estimar una mejor valorización para la fase 04 y fase 05 en su zona norte. Asimismo, sería de gran utilidad la implementación de MS Haulage.

III. Conectividad:

La topografía extensa de la mina Tacaza ha favorecido a la conectividad de las fases de minado. La conectividad debe entenderse como la capacidad que tiene cada fase para acoplarse a una fase precedente, esto hará que la fase surgente utilice accesos ya creados o utilizados en su provecho. El hecho de crear nuevos accesos, encontrar nuevas rutas, puede hacer que el costo de transporte se vea afectado, haciendo que este incremente. Sin embargo, en el diseño de las fases de minado se ha buscado conectar cada fase a un eje vial primario (troncal), con lo cual, los costos de transporte proyectado no se vean tan afectados. Detallado estos tres aspectos, vamos a definir la importancia de evitar la variabilidad en los costos proyectados de carguío y transporte, asimismo su influencia en la Valorización de la mina Tacaza.

Como se ha detallado en la tabla 3.4 en el Capítulo III, el costo de minado paramétrico promedio es de 5.62 \$/TM, tanto para mineral como para desmonte. La discretización de este costo promedio se hace con porcentajes, correspondiendo a carguío y transporte el 55% del costo total, ello daría 3.09 \$/TM en promedio.

Si revisamos la tabla 4.69, podemos apreciar que el máximo costo promedio proyectado es 2.77 \$/TM. Es posible que en la operación real si se llegue al costo paramétrico promedio de 3.09 \$/TM, sin embargo, es relevante que el costo proyectado de carguío y transporte sea menor, pues ello da soporte a la Valorización de la mina Tacaza. Veamos la siguiente figura:

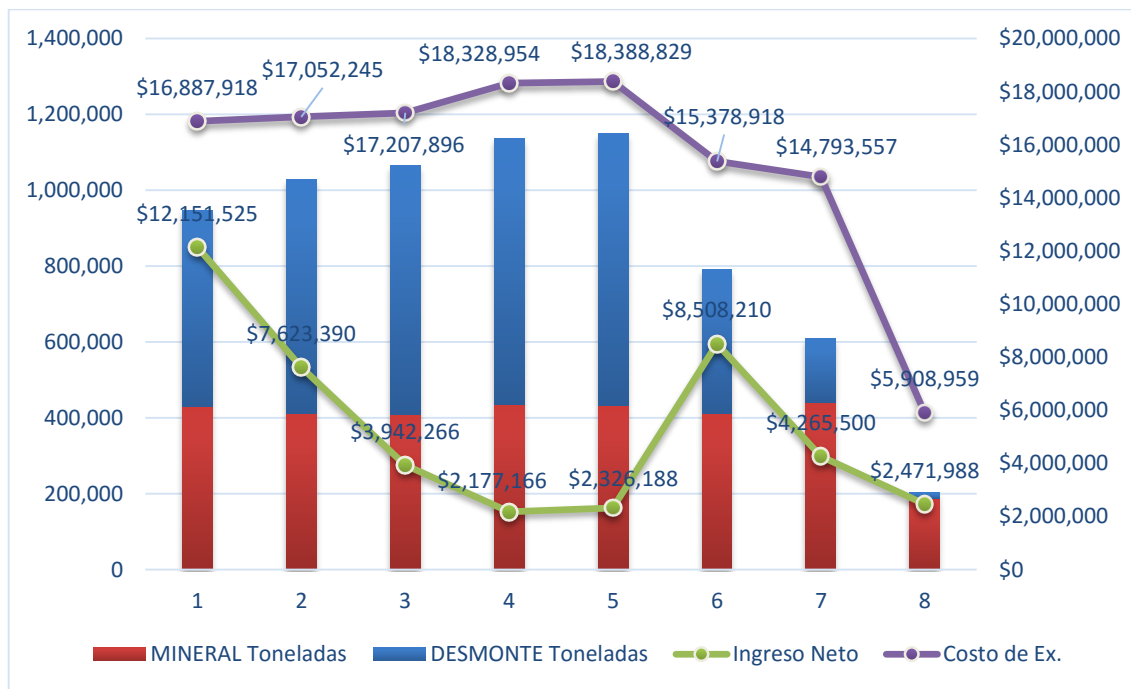


Figura 4.56.: Costos de producción, ingreso neto y movimiento de material por periodo.

Fuente: Tesista.

Ya habíamos mencionado sobre la fragilidad que tiene la rentabilidad operativa en el plan de minado. Esta se da cuando las fases de minado avanzan en su desarrollo, encontrándose dos periodos críticos, el periodo 4 y 5. Si los costos proyectados tienden a la variabilidad, los costos proyectados podrían afectar la valorización.

No obstante, hemos visto que en el diseño geométrico de las fases para la mina Tacaza, se ha incluido el procedimiento de Muñoz (2012) para evitar la variabilidad costos proyectados de carguío y transporte, comprobándose así, que el procedimiento de Muñoz ayuda a estimar una mejor valorización a través del correcto diseño geométrico de las fases de minado.

4.4.3. Con respecto al procedimiento de Peirano (2011).

Para ello, discutiremos el diseño del pit final y su consecuente cantidad de reservas minables conforme al procedimiento de Peirano, sintetizado en tres etapas:

a. Incertidumbre:

Peirano refiere que la incertidumbre geológica influye en el diseño del pit final. Así pues, una malla de exploración de gran dimensión, conlleva una mayor incertidumbre geológica. Y una malla de exploración de menor dimensión viceversa. El tamaño del pit final se condiciona a la incertidumbre geológica, si este es mayor, el pit final será menor por la poca confiabilidad de ciertos bloques mineral. Si este menor, el pit final será mayor por la mejor confiabilidad de los bloques mineral.

Para el caso de la mina Tacaza, se tiene una malla de exploración regular con dimensiones de 20 x 25 metros, considerado una malla de menor tamaño. Asimismo, en la interpretación geológica del yacimiento, se incorporó el análisis geoestadístico (ello puede verse a detalle en el punto 4.1. Aspectos Generales de la Mina Tacaza), haciendo pues que los bloques de mineral tengan mayor confiabilidad y menor variabilidad en la interpolación de leyes. Dejándose de lado el método de inverso a la distancia, y vetándose el promedio ponderado del método de perfiles y cortes.

b. Capacidad:

Peirano (2011) asevera que:

A menor Ratio de Minado → Mayor descuento sobre los bloques se dará → haciendo que el tamaño del pit final sea Menor.

A mayor Ratio de Minado → Menor descuento sobre los bloques se dará → haciendo que el tamaño del pit final sea Mayor.

Ya se había indicado que el método de LG tradicional diseña el pit final pensando que este se va a extraer el mineral en un solo periodo. En la práctica esto no es real; pues las reservas van a minarse en distintos periodos.

La inclusión del ritmo de producción hace que disminuya el tamaño del pit final entregado por el método de LG tradicional, cuando este no está dentro del ritmo de producción óptimo, pues a mayor cantidad de periodos, mayor será el descuento que se tendrá sobre bloques posteriores, haciendo que estos ya no sean rentables.

Para el caso de la mina Tacaza, para el tiempo de la recolección de datos, se tenía un ritmo de producción de 208,050 TM/Año. Este ratio de producción está por debajo del óptimo. Por tal motivo se estimó el ratio de minado óptimo calculado en el Capítulo III, punto 3.2, tabla 3.9. Esto en la consecución de obtener el mejor pit final, que refleje la mayor rentabilidad operativa con reservas que realmente pueden minarse.

c. El diseño del pit final Capacitado bajo Incertidumbre:

Para el diseño del pit final de la mina Tacaza se utilizó el ratio de minado óptimo, se tuvo presente el descuento anual de 10% y además se utilizó el modelo de bloques geoestadístico. Sin embargo no poseemos las herramientas de Peirano, por tal motivo utilizamos Whittle para incluir estos tres ítems en el diseño del pit final, que tiene los siguientes resultados:

Tabla 4.52. Resumen de las reservas del pit final de la mina Tacaza.

Tajo Económico	Destino	Desmonte	Mineral	Beneficio	REM	Ley (%Cu)
Final	Planta	0	3,807,841	77,612,848	-1	1.24
Final	Botadero	3,865,582	0	-26,981,766	-1	0.02
Total:	Global	3,865,582	3,807,841	50,631,080	1.02	1.24

Fuente: Tesista.

El pit final diseñado tiene la característica de ser el de **máximo tamaño**, pues se diseñó con el óptimo ratio de minado igual a 438,000 TM/Año, esto a maximizado el VAN operativo, pues ello disminuyo la cantidad de periodos de minado de 24 a 8 periodos, haciendo que los bloques de mineral tengan menor descuento, pero que acorto significativamente la vida de la mina. Cumpliéndose así, en el diseño y cálculo de reservas para la mina Tacaza, todo lo aseverado por Peirano (2011).

4.4.4. Con respecto al procedimiento de Gonzales (2010).

La realización del planeamiento a largo plazo para la mina Tacaza se basó en la secuencia de a la que refiere Gonzales (2010) y ejemplariza con el caso de la Mina Toquepala y una Mina de Oro. Asimismo se concertó con el proceso secuencia de Chavez *et al.* (2010) para denominar a cada proceso del planeamiento a largo plazo como ELEMENTOS. Cada elemento o proceso genera un input de datos para el o los elementos siguientes; esto hace que, cada elemento del planeamiento a largo plazo tenga, entre unos y otros, una interdependencia.

Gonzales (2010) ha enfatizado la colección de data genérica de una mina que va desde el proceso geológico hasta al paramétrico; y como estos influyen en la obtención de data específica que es utilizada, posteriormente, para realizar en planeamiento a largo plazo de una mina.

Para efectuar el planeamiento a largo plazo de la mina Tacaza, además de seguir el proceso de Gonzales (2010), se implementó nuevos conceptos en base a las aseveraciones de Muñoz y Peirano (2012). Ahora, veamos aportaron Muñoz y Peirano (2012) al proceso indicado por Gonzales (2010). Para ello vamos a dividir el proceso en 3 etapas:

1. Interpretación Geológica del Yacimiento:

En varios puntos de esta investigación se ha enfatizado lo que refiere Gonzales (2010): “La interpretación geológica del yacimiento, es el punto clave para realizar posteriores trabajos, por tal motivo, el éxito de éste asegurará el éxito de los demás”.

La interpretación geológica del yacimiento se refiere a conocer, intrínsecamente el yacimiento, desde su conformidad de grupos geológicos hasta su geología local. De igual manera, las exploraciones diamantinas, el logueo y la caracterización geológica dentro de un software, deben ser realizados de la mejor manera posible.

Con respecto a la mina Tacaza, su interpretación geológica ha sido realizada de la mejor manera con profesionales de amplia experiencia. Ello ha entregado una data

fidedigna al yacimiento tipo manto Tacaza que se sido procesado en AutoCAD y Excel. Sin embargo, la data fue sistematizada con una visión bastante corta, ello pues, ha hecho que el uso de la data dentro del software MineSight no fuera sencilla, conllevando así una pre etapa de conversión de datos con el que se perdió originalidad, haciendo que la data solo llegue a un 85% de autenticidad.

2. Construcción del Modelo de Bloques:

Si bien Gonzales (2010) indica de manera somera el análisis geoestadístico en el diseño del modelo de bloques, no refiere la importancia que es abordar la Incertidumbre Geológica enfatizado por Peirano (2011) mediante el análisis geoestadístico, ya que el uso de los métodos tradicionales no otorgan la herramientas suficientes para combatir la Incertidumbre Geológica.

El modelo de bloques de la mina Tacaza posee un análisis geoestadístico con el que se aborda la Incertidumbre Geológica, con el que se pudo realizar estimaciones más confiables en proceso posteriores.

3. Planeamiento a Largo Plazo:

En este proceso se tiene la mayor cantidad de aportes:

- Pit final: No es suficiente el uso del método de LG tradicional, pues el ritmo de producción tiene influencia directa en el tamaño del pit final y las reservas minables. Del mismo modo, la incertidumbre geológica también puede hacer variar el tamaño del pit final si este no se aborda adecuadamente.
- Fases de minado: Desde su diseño en base a los pit shells, es importante tener en cuenta la operatividad de las fases de minado, a la par de buscar la mayor rentabilidad. El diseño de las fases de minado operativas deben buscar mitigar la variabilidad de los costos de carguío y transporte, que se ven muy afectados si no se tiene en cuenta la amplitud, la ubicación en el tajo y la conectividad. Si los costos proyectados varían por encima de los costos paramétricos la valorización de la mina se verá muy afectada.

- Los Botaderos: Que importante es ver su disposición como parte integra del diseño de las fase de minado y no solo verlo como algo trivial, relativo y poco relevante. La ubicación de los botaderos y la suficiente cantidad de ellos, aporta a un mejor planeamiento. En Gonzales (2010) no se menciona ello.
- El planeamiento estratégico de la producción: No es solo verlo como un plan de minado, sino como una estrategia basado en lo que ya has hecho y que quieres obtener con ello. Así como mencionamos dentro de este estudio, es la parte más importante y tediosa que debe realizar el ingeniero de minas, pues en este punto se establece el CÓMO voy a minar las reservas teniendo el pit final, las fases de minado y los botaderos a la par de cumplir mis objetivos operacionales en base a las particularidades de la mina.
- Valorización de la Mina: En el que no solo se menciona las técnicas RTZ, TDM y MED como lo hace Gonzales (2010), sino que se puede ver la aplicación de estas técnicas en el diseño del pit final y las fases de minado haciendo uso del software Gemcom Whittle (2009), eso sí, no vemos el como pero si podemos apreciar los resultados de aplicarlo.

De este modo, tras el desarrollo de este estudio, podemos apreciar un complemento a la investigación de Gonzales (2010).

CONCLUSIONES

- a) Se realizó el planeamiento a largo plazo acorde a la realidad de la mina Tacaza con el cual se concilió las restricciones operativas y las condiciones de mercado con la interpretación geológica. Con ello se logró los siguientes resultados: Un análisis geoestadístico intrínseco al yacimiento tipo manto Tacaza, un modelo de bloques con leyes con un 95% de confiabilidad, límites de minado definidos bajo correctos conceptos económicos, amplitud en el minado, visión del consumo de reservas, mejora proyectada en el flujo de minado, importancia de la fundamentación de terrenos para los botaderos y mejora en el match de equipos con los objetivos operacionales.
- b) Se mejoró la valorización de la Mina Tacaza habiéndose optimizado el planeamiento a largo plazo, el cual tuvo los siguientes resultados:
- a) Una Rentabilidad Operativa de la Mina Tacaza de: US\$ 43'466,233.
 - b) Un VAN Operativo de la Mina Tacaza de: US\$ 36'926,765.
 - c) Una Rentabilidad Financiera (de acuerdo a la suma de los flujos anuales): US\$ 33'106,283.
 - d) Un Valor Actual Neto Financiero de: US\$ 4'960,628.
 - e) Un TIR de: 18%
 - f) Para una inversión realizada de: US\$ 18'000,000.
- c) La Valorización de la mina Tacaza tiene la característica de óptima, no solo por conciliar las restricciones operativas y las condiciones de mercado con la interpretación geológica de acuerdo al procedimiento de Gonzales (2010), sino que también por la adición de conceptos y aseveraciones de Muñoz y Peirano (2012) que mejoran el desarrollo del planeamiento a largo plazo en post de la obtención de una mejor valorización. No obstante, el planeamiento a largo plazo de la Mina Tacaza es particular a esta, por ello, no puede tomarse como una generalización de la elaboración del planeamiento a largo plazo para otros proyectos que tienen sus propias variantes y sus particularidades.

RECOMENDACIONES

- Sería importante ver la aplicación de los resultados obtenidos en este estudio, derivando el planeamiento a largo plazo a un planeamiento a corto plazo para una evaluación entre programado vs ejecutado. Pues si bien, el planteamiento del problema abordado en este estudio investigación provino de las observaciones en la operación diaria, semanal y mensual de la mina Tacaza; entonces, sería bueno contractar si las soluciones propuestas aportarían a la solución efectiva de los problemas diarios de la mina Tacaza.
- Si bien este estudio enfoca obtener la mejor valorización para la mina Tacaza a través de una correcta conciliación de las restricciones operativas y las condiciones de mercado con la interpretación geológica, teniendo presente maximizar el VAN y los conceptos de Muñoz y Peirano (2012), no aborda la Variable de Recuperación Metalúrgica, sino que más bien, lo toma como una constante promedio. Esto en la realidad es poco dable pues la recuperación metalúrgica es un dato operativo que no está exento a una variabilidad que podría perjudicar a la valorización de la mina Tacaza. Ahora, el blending de mineral es un factor que influye en la recuperación metalúrgica, y aunque este estudio aporta soluciones a este problema con la amplitud de minado y la mejora en el flujo de minado, hay otros factores en minado como combinación de los bloques de mineral que solo puede ser abordado con un planeamiento a corto plazo derivado del planeamiento a largo plazo.
- En las grandes de minas del Perú, se puede apreciar que existe una variabilidad en los costos de transporte que se ve directamente influenciado por la profundidad, ya que estos profundizan de 1 a 2 km. En la mina Tacaza el tajo más profundo tiene una altura de 75 metros, haciendo que la variabilidad de los costos de transporte no se vean influenciados por la profundidad; no obstante en la mina Tacaza, la variabilidad de los costos de transporte se verá afectado por el aumento de la distancia de la ubicación de los tajos de la zona norte. En cuanto a desmonte, este fue abordado con una ubicación más cercana de los botaderos; pero en mineral no hay más que un mayor descuento a los bloques de mineral

que solo es una consecución del mayor encape que tiene la zona norte. Por ello, sería muy importante elaborar un MCAF en función de la distancia para la zona norte, esto afrontaría mejor la variabilidad de los costos de transporte en mineral, posteriormente sería bueno verificar que efectos tendría sobre la rentabilidad operativa de los tajos de la zona norte, su tamaño y por ultimo sobre la valorización de la mina Tacaza.

- Finalmente, en el plan de minado para la mina Tacaza se puede apreciar el reporte de un mineral marginal que haciende a 376,803.63 TM con una ley promedio de 0.56% Cu que no tiene fin en sí mismo. Sería de mucha relevancia definir que se hará con este material. Si se puede optar por un proceso adicional de concentración, o si se puede vender todo este material a otra mina, o si se puede cambiar el objetivo de maximizar el VAN por maximizar la vida de la mina a partir del periodo 5 para aprovechar la alta ley Cu que se presenta en este periodo. Pues cualquiera de las acciones a ejecutar podría repercutir positivamente en la valorización de la mina Tacaza.

REFERENCIAS

- Alfaro, M. A. (2007). *Estimación de Recursos Mineros*. Chile: Universidad de Chile.
- BS Consultores. (2009). *Planificación Minera de Superficie y Subterránea*. Santiago de Chile: Maestría Internacional en Ingeniería de Minas.
- Bustillo, M. y Lopez, C. (1997). *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras*. Madrid: Entorno Gráfico, S.L.
- Calder, P., Koniaris, E. y McCann. (1995). *Diseño y Planificación de Minas con Q'Pit*. Chile: Revista Minería Chilena.
- Calder, P., Koniaris, E. y McCann. (1996). *Tópicos de Ingeniería de Minas a Rajo Abierto*. Chile: Revista Minería Chilena.
- Chavez, N., Sanchez, H. y Leiva, A. (2010). *Estrategias de Planeamiento de Minado y Evaluación Económica para Maximizar el Valor de un Proyecto Minero*. Lima: Compañía Minera Milpo S.A.A.
- Chura, H. (2017). *Planificación, Diseño y Operaciones en Minas a Tajo Abierto*. Puno: S.E.
- Gemcom Whittle. (2009). *Introductory Gold Tutorial*.
- Gonzales, T. (2010). *Diseño de Minas a Tajo Abierto* (tesis de pregrado). Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.
- Hustrulid, W. y Kuchta, M. (1994). *Open Pit Mine Planning & Design*. A.A. Balkema Publishers.
- Leica Geosystems - Hexagon. (2009). *Planificación a Largo Plazo para Minas a Cielo Abierto*. Tucson, Arizona: MineSight 26th Annual Seminar.

Lerchs, H. y Grossmann, I. F. (1964). *Optimum Design of Open-Pit Mines*. Montreal: Joint C.O.R.S.

Lopez, R. B. (2015). *Optimización de Minas con Base de Datos*. Puno.

Monografias.Com. (Diciembre de 2014). *Flujo de Caja - Qué es y Para que Sirve*.
Obtenido de <http://www.monografias.com/trabajos66/flujo-caja/flujo-caja.shtml>

Muñoz, G. (2012). *Modelo de Costos para la Valorización de Planes Mineros* (tesis de maestría). Universidad de Chile, Santiago de Chile, Chile.

Peirano, F. (2011). *Definición de Pit Final Capacitado Bajo Incertidumbre* (tesis de maestría). Universidad de Chile, Santiago de Chile, Chile.

Trillo, J. (2011). *Planificación Minera a Largo Plazo en Xtrata-Tintaya*. Lima: Xtrata Copper.

ANEXOS