

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



**OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE ORE CONTROL MEDIANTE
TÉCNICAS METODOLÓGICAS DE MUESTREO EN BLASTHOLES PARA
EL PLAN DE MINADO DE CORTO PLAZO EN MINA TOQUEPALA
SOUTHERN PERU COPPER CORPORATION**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. WASHINGTON BOBADILLA MOJO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2020

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE ORE CONTROL MEDIANTE
 TÉCNICAS METODOLÓGICAS DE MUESTREO EN BLASTHOLES PARA
 EL PLAN DE MINADO DE CORTO PLAZO EN MINA TOQUEPALA
 SOUTHERN PERU COPPER CORPORATION

PRESENTADA POR:

Bach. WASHINGTON BOBADILLA MOJO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 09-01-2020

APROBADO POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:

PRESIDENTE :

 Dr. Juan, MAYHUA PALOMINO

PRIMER MIEMBRO :

 Dr. Jorge Gabriel, DURANT BRODEN

SEGUNDO MIEMBRO :

 Ing. Esteban, AQUINO ALANOCA

DIRECTOR / ASESOR :

 Dr. Oscar Eloy, LLANQUE MAQUERA

Área : Ingeniería de Minas

Tema : Planeamiento de mina a corto plazo-Ore control

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a la memoria de mi recordada madre Cecilia Mauricia Mojo Condori...por guiar mi camino desde el cielo.

A mi padre Ubaldo Bobadilla Arapa; por brindarme siempre su apoyo y sacrificio hacia mi persona; a quienes llevo dentro de mi corazón con mucho amor.

Con singular aprecio a mi hermano(a): Franklin quien me dio la oportunidad de construir mi profesión con honestidad y humildad.

Lourdes por sus consejos y su admirable fortaleza de alcanzar los sueños con responsabilidad y perseverancia.

Ubaldo, Esther, Benjamín y Marco

A todos mis amigos(as)...

Que me brindaron su apoyo moral e incondicional para mi crecimiento como persona y profesional.

AGRADECIMIENTO

Doy gracias primeramente a nuestro Sr. Dios por haber cambiado mi vida, en signo de gratitud va mi agradecimiento.

Mi agradecimiento a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano y a toda su plana de docente quienes aportaron en mi formación profesional con sus conocimientos.

En especial quiero extender mi agradecimiento sincero al Ing. Julio Cesar Vilcapaza Condori, estimado amigo; por su disponibilidad y generosidad en compartir su experiencia y amplio conocimiento en mi formación.

Y, ¿Cómo no? El agradecimiento más profundo de corazón va para mi familia. Sin su apoyo, colaboración e inspiración habría sido complicado lograrlo. A mis padre, Ubaldo Bobadilla, por su ejemplo de lucha y honestidad; a mis hermanas y hermanos ejemplos de fuerza, superación, valentía, por ellos y para ellos.

Mi agradecimiento a las empresas Mining Company Services S.A.C. y GeoSim Services S.R.L. de la Unidad minera Toquepala de SOUTHERN PERU COPPER CORPORATION por darme la oportunidad de ser parte de su equipo de trabajo y crecimiento profesional durante los años 2013-2019 como Practicante para luego constituirme como Ingeniero de Minas Junior; dicha experiencia me permitió desarrollar la presente tesis de investigación.

Muchas gracias.

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE GENERAL	iii
ÍNDICE DE TABLAS	vii
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE ANEXOS	x
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS.....	xi
RESUMEN	xii
ABSTRACT.....	xiv

CAPÍTULO I**INTRODUCCIÓN**

1.1 Descripción de la realidad del problema.....	1
1.2 Formulación del problema	3
1.2.1 Problema General.....	3
1.2.2 Problemas específicos	3
1.3 Objetivos de la investigación	3
1.3.1 Objetivo general.....	3
1.3.2 Objetivos específicos	3
1.4 Justificación de la investigación	4
1.4.1 Justificación teórica.....	4
1.4.2 Justificación práctica.....	4
1.4.3 Justificación metodológica.....	5
1.5 Limitaciones de la investigación.....	5
1.6 Viabilidad de la investigación.....	6
1.7 Ámbito general del área de estudio del proyecto	7
1.7.1 Descripción de mina.....	7
1.7.2 Operaciones mina.....	14
1.7.3 Planeamiento mina.....	18

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1	Antecedentes de la investigación	20
2.1.1	Antecedentes internacionales	20
2.1.2	Antecedentes Nacionales	22
2.2	Marco teórico	23
2.2.1	Muestreo de blastholes	23
2.2.2	Muestreo.....	23
2.2.3	Blasthole (BHs).....	25
2.2.4	Aseguramiento y Control de Calidad QA/QC	25
2.2.5	Horizontes de planificación	31
2.2.6	Plan de minado corto plazo	33
2.2.7	Modelo de Bloques	35
2.2.8	Control de leyes	36
2.3	Marco conceptual.....	38
2.3.1	Detritus.....	38
2.3.2	Muestra.....	39
2.3.3	Equipo de muestreo Tubo	39
2.3.4	Equipo de muestreo Auger.....	40
2.3.5	Dilución.....	40
2.3.6	Ley de corte.....	42
2.3.7	Ley de mineral	44
2.4	Formulación de la hipótesis	44
2.4.1	Hipótesis general.....	44
2.4.2	Hipótesis específicas	44

CAPÍTULO III**MATERIALES Y MÉTODOS**

3.1	Tipo y diseño de investigación.....	45
3.1.1	Tipo de investigación	45
3.1.2	Diseño de la investigación	46
3.2	Nivel de investigación.....	47
3.3	Población y muestra de la investigación	48
3.3.1	Población.....	48
3.3.2	Muestra.....	49
3.4	Técnicas de recolección de datos	50
3.5	Instrumentos de recolección de datos	50
3.6	Técnicas de procesamiento de datos	52
3.7	Herramientas para el procesamiento de datos.....	52
3.8	VARIABLES	52
3.8.1	Variable independiente	52
3.8.2	Variable dependiente.....	52
3.9	Matriz de consistencia.....	53

CAPÍTULO IV**RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

4.1	Generalidades.....	55
4.2	Medición de las técnicas metodológicas de muestreo	55
4.3	Análisis e interpretación de los criterios técnicos de evaluación.....	58
4.3.1	Análisis e interpretación estadística para el alcance máximo de corte	58
4.3.2	Análisis e interpretación estadística para el peso.....	59
4.3.3	Análisis e interpretación estadística para las Leyes de ensayos.....	60
4.3.4	Análisis e interpretación estadística para el tiempo de maniobrabilidad	62
4.4	Análisis geológico de las zonas económicas.....	63
4.4.1	Interpretación geológica.....	63
4.4.2	Análisis de las leyes de ensayo para la definición del modelo de leyes.....	64
4.4.3	Análisis de la media ponderada para la reconciliación de leyes	65

4.5	Representación final de las zonas económicas	67
4.6	Análisis del modelo de leyes para su evaluación económica.....	68
4.6.1	Evaluación económica del modelo de bloques	69
4.7	Interpretación del impacto económico de las leyes en el modelo de bloques.....	72
4.8	Evaluación del plan de producción semanal de corto plazo	73
4.8.1	Cálculo del ritmo de producción de los equipos carguío	73
4.8.2	Cubicación del material disparado para el plan semanal	74
4.8.3	Elaboración del plan de producción semanal.....	75
4.8.4	Diseño de los cortes de minado semanal	76
4.9	Interpretación del programa de producción semanal de corto plazo	77
4.10	Contrastación de la hipótesis.....	78
4.10.1	Contrastación de la hipótesis general.....	78
4.10.2	Contrastación de la hipótesis específica 1.....	78
4.10.3	Contrastación de la hipótesis específica 2.....	79
4.10.4	Contrastación de la hipótesis específica 3.....	79
4.10.5	Contrastación de la hipótesis específica 4.....	80
4.11	Discusiones	80
	CONCLUSIONES	84
	RECOMENDACIONES.....	87
	REFERENCIAS.....	89
	ANEXOS	91

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1: Rutas de acceso a mina Toquepala.....	8
Tabla N° 2: Flota de equipos de perforación	16
Tabla N° 3: Flota de equipos de carguío	17
Tabla N° 4: Flota de equipos de Acarreo	18
Tabla N° 5: Plan de Minado Periodo 2014-2018.....	19
Tabla N° 6: Porcentaje de Inserción en Muestras de Control	31
Tabla N° 7: Distribución del Tamaño de la Población	49
Tabla N° 8: Distribución del Tamaño de la Muestra	50
Tabla N° 9: Datos medidos para determinar el alcance máximo de corte	56
Tabla N° 10: Datos medidos para determinar el peso de muestra asegurado.....	56
Tabla N° 11: Datos medidos para determinar las leyes de ensayos en mineral	57
Tabla N° 12: Datos medidos para determinar las leyes de ensayos lixiviables	57
Tabla N° 13: Datos medidos para determinar el tiempo de maniobrabilidad.....	57
Tabla N° 14: Cut Off por tipo de material	62
Tabla N° 15: ley media de los ensayos para su evaluacion económica	69
Tabla N° 16: Evaluación económico generado por extraer un bloque	70
Tabla N° 17: Evaluación económico de extraer la zona económica global.....	71
Tabla N° 18: Beneficio económico total del modelo de bloques.....	72
Tabla N° 19: Rendimiento de producción de la Pala P&H 2800XPC.....	73
Tabla N° 20: Cantidad de Bloques de Mineral y Lixiviable para el plan de minado	74
Tabla N° 21: Plan de producción semanal y diario según requerimiento de planta ..	75
Tabla N° 23: Datos de ingreso para el cálculo del bloque	115

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 1: Ubicación y acceso a mina Toquepala	7
Figura N° 2: Diagrama de Operaciones Mina.....	15
Figura N° 3: Representación gráfica de las fases de minado	19
Figura N° 4: Metodología de muestreo en blastholes	23
Figura N° 5: Tipos de Muestreo; Muestreo Estadístico y Muestreo de Minerales	24
Figura N° 6: Vista en sección de los componentes de un blasthole.....	25
Figura N° 7: Representación gráfica del modelo de bloques.....	35
Figura N° 8: Tareas del control de leyes-ore control	36
Figura N° 9: Errores de Clasificación de Material.....	37
Figura N° 10: Representación gráfica de la muestra de mineral.....	39
Figura N° 11: Equipo de muestreo Tubo	39
Figura N° 12: Equipo de muestreo Auger.....	40
Figura N° 13: Diagrama para la ejecución del diseño de la investigación	47
Figura N° 14: Alcance máximo de corte insertado al blasthole.....	58
Figura N° 15: Aseguramiento del peso de la muestra en blasthole	59
Figura N° 16: Ley de Ensayes Asegurado en blasthole para zonas de mineral	60
Figura N° 17: Ley de Ensayes Asegurado en blasthole para zonas lixiviables	61
Figura N° 18: Tiempo de maniobrabilidad de los equipo de muestreo en blastholes	62
Figura N° 19: Sección para la interpretación geológica proyecto 3025208.....	63
Figura N° 20: Diagrama de dispersión del modelo de leyes.....	64
Figura N° 21: Reconciliación de leyes por inverso de la distancia.....	65
Figura N° 22: Diagrama de dispersión para la reconciliación de leyes	66
Figura N° 23: Representación operativa final de las zonas económicas.....	67
Figura N° 24: Definición de las zonas económicas en base al modelo de Leyes	68

Figura N° 25: Representación gráfica del rebloqueo de bloques.....	70
Figura N° 26: Benéfico económico para el procesamiento de las zonas económicas	72
Figura N° 27: Diseño de la Secuencia operativa de extracción de la pala P&H 2800XPC.....	76
Figura N° 28: Ritmo de producción semanal de la pala P&H 2800XPC	77

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXOS A: Diagrama de procedimientos aplicados al proceso de ore control.....	91
ANEXOS B: Diagrama de procedimientos aplicados al plan de minado de corto plazo	92
ANEXOS C: Flujo gramas esquematizados para el desarrollo de la investigación...	93
ANEXOS D: Matriz de consistencia para el Proyecto de Investigación	96
ANEXOS E: Características técnicas del método de muestreo con Equipo Tubo	97
ANEXOS F: Características técnicas del método de muestreo con Equipo Auger ...	98
ANEXOS G: Cuadro referencial para muestras enviados a laboratorio	99
ANEXOS H: Datos de campo obtenidos con Equipo Tubo / BHs-Py 3025208.....	101
ANEXOS I: Datos de campo obtenidos con Equipo Auger / BHs-Py 3025208.....	103
ANEXOS J: Cálculo de la conformación real del cono de blastholes	105
ANEXOS K: Desarrollo del Protocolo de Muestreo	108
ANEXOS L: Plan de cumplimiento de cuotas de material por equipo de carguío ..	114
ANEXOS M: Evaluacion económica del modelo de bloques	115
ANEXOS N: Cumplimiento mensual de material movido	116

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

Amc	: Alcance máximo de corte
Pma	: Peso de muestra asegurado
Lea	: Ley de ensaye asegurado
Tm	: Tiempo de maniobrabilidad
IWD	: Inverse Distance Weighting (interpolacion por inverso de la distancia)
QA/QC	: Quality Assurance/Quality Control (aseguramiento y control de calidad)
CuT	: Cobre total
CuS	: Cobre soluble
Mo	: Molibdeno
BHs	: Blastholes
Py	: Proyecto
USD	: United States Dollars (Dolares americanos)
ktpd	: Miles de toneladas por día
Kton	: Miles de toneladas
CuT	: Cobre total
CuS	: Cobre soluble
%Cu	: Porcentaje de cobre metalico contenido en un mineral de cobre
%Mo	: Porcentaje de Molibdeno metalico contenido en mineral de Molibdeno
%IS	: Porcentaje de indice de solubilidad en una solucion quimica
ISAC	: Indice de solubulidad en ácido
ISCN	: Indice de solubilidad en cianuro
R ²	: Coeficiente de correlación

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado Optimización del proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes para el plan de minado de corto plazo en Mina Toquepala; se realizó para un yacimiento del tipo pórfido de Cobre-Molibdeno ubicado en el distrito de Ilabaya, provincia Jorge Basadre, departamento de Tacna del sur de Perú; esto debido a que el muestreo de blastholes es la etapa más crítica dentro el proceso de ore control siendo esta la herramienta principal utilizada en las predicciones de control de leyes para el plan de producción semanal y diario de corto plazo. Teniendo como objetivo general optimizar el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes para definir el plan de minado de corto plazo, esto mediante los siguientes objetivos específicos que consisten en: determinar que técnica metodológica de muestreo en blastholes es la más confiable para asegurar la máxima representatividad de los ensayos en el muestreo de blastholes, definir el modelo de leyes obtenidos de los blastholes para la interpretación geológica de zonas las económicas, evaluar el impacto económico que ocasiona las leyes de ensayos en el modelo de bloques para finalmente definir la secuencia de minado en base al cumplimiento los planes de minado semanal y diario de corto plazo bajo una perspectiva mucho más real y óptima operativamente, decidiendo ¿qué tonelaje? y con ¿qué ley? extraer cada poligonal diseñado según los ensayos obtenidos de cada blasthole, ¿cómo? será extraída cada poligonal y ¿cuál? será el destino de cada tonelada extraída según el plan de producción semanal. Todo ello; buscando minimizar la incertidumbre presente en el modelo de bloques de largo plazo.

El tipo de investigación es tecnológica, ya que está dirigida a descubrir y conocer que técnicas son más eficaces o apropiadas para operar, es decir, producir cambios o conservar los progresos alcanzados, siendo de diseño experimental puro y nivel

experimental; el instrumento utilizado fue la observación estructurada, regulada y análisis documental: ficha reporte de operaciones mina, ficha de reporte de ingeniería-corto plazo, ficha de reporte de geología-ore control, ficha de laboratorio metalúrgico. Los datos de mina que fueron medidos, analizados e interpretados mediante los cuatro criterios técnicos de evaluación dieron como resultado que para optimizar el proceso de ore control; la técnica metodológica de muestreo con equipo Auger es la más confiable para asegurar la máxima representatividad de las leyes de ensayos en el muestreo de blastholes con un ángulo de inserción a los conos de 60° - 70° ; obteniéndose 34 cm de alcance máximo de corte, un peso promedio de 11 Kg, una ley media de 0.896 %CuT para mineral y 0.079 %CuS para material lixiviable y un tiempo promedio de muestreo de 4h: 39min; mientras que para el plan de minado de corto plazo se llegó a reconciliar el modelo de leyes de los blastholes con el modelo de recursos de largo plazo, validando así los altos erráticos de las leyes para definir dos zonas económicas de 312,568.00 y 41,158.00 ton de mineral de con leyes de 0.657 y 1.277 %CuT respectivamente y una zona de 206,728.00 ton de material lixiviable con 0.277 %CuS, esto mediante la media ponderada matemática del inverso de la distancia con un elipsoide de búsqueda al cuadrado; obteniendo un beneficio económico de 3,259,658.958 USD y 834,271.600 USD de las dos zonas económicas destinados a la chancadora primaria de sulfuros con 0.657 y 1.277 %CuT y, de 852,143.466 USD para el material depositado en los PAD de lixiviación con una ley de 0.277 %CuS; llegando así a definir el plan de secuencia de minado de las zonas económicas de mineral y lixiviable con un programa de 60 ktpd de material con una ley promedio de 0.650 %CuT requeridos por la chancadora primaria de sulfuros, esto en base al ritmo de extracción óptimo del equipo de carguío P&H 2800XPC de 3,766.19 tph.

PALABRAS CLAVE: Ore control, modelo de bloques, blasthole, recuperación, dilución, ingresos.

ABSTRACT

The present investigation work entitled Optimization of the ore control process through methodological sampling techniques in blastholes for the short-term mining plan at the Toquepala mine; It was carried out for a copper-molybdenum porphyry deposit located in the Ilabaya district, Jorge Basadre province, Tacna department of southern Peru; This is because blastholes sampling is the most critical stage in the ore control process, this being the main tool detected in the grade control predictions for the weekly and daily short-term production plan. With the general objective of optimizing the ore control process using methodological sampling techniques in blastholes to define the short-term mining plan, this by means of the following specific objectives consisting of: determine which methodological sampling technique in blastholes is the most reliable to guarantee maximum representativeness of ensayes in blastholes sampling, define the recommended model of grades of blastholes for the geological interpretation of economic zones, evaluate the economic impact caused by the ensayes grade in the block model to finally define the mining sequence based on compliance with the weekly and daily short-term mining plans under a much more real and operationally optimal perspective; deciding what tonnage? and with what grade? extract each polygonal designed according to the evaluated ensayes of each blasthole, how? each polygonal will be extracted and whatever? It will be the destination of each tone extracted according to the weekly production plan. All of it; seeking to minimize the uncertainty present in the long-term block model.

The type of investigation is technological, since it is aimed at discovering and knowing which techniques are more effective or appropriate to operate, that is, to produce changes or preserve the progress achieved, being of pure experimental design and experimental level; The instrument used was structured, regulated observation and documentary

analysis: mine operations report sheet, short-term engineering report sheet, geology-ore control report sheet, metallurgical laboratory sheet.

The mine data that were measured, analyzed and interpreted using the four technical evaluation criteria resulted in the optimization of the ore control process; The methodological sampling technique with Auger equipment is the most reliable to ensure maximum representativeness of the ensayes grades in blastholes sampling with an angle of insertion to the cones of 60° - 70° ; obtaining 34 cm of maximum cutting range, an average weight of 11 Kg, an average grade of 0.896% CuT for ore and 0.079% CuS for leachable material and an average sampling time of 4h: 39min; while for the short-term mining plan, the blastholes grade model was reconciled with the long-term resource model, thus validating the high erratic's the grades to define two economic zones of 312,568.00 and 41,158.00 tons of ore of with grades of 0.657 and 1.277% CuT respectively and one zone of 206.728.00 tons of leachable material with 0.277% CuS, this by means of the mathematical weighted average of the inverse of the distance with a square ellipsoid search; obtaining an economic benefit of 3,259,658,958 USD and 834,271,600 USD from the two economic zones destined for the primary sulfides crusher with 0.657 and 1,277% CuT and, of 852,143,466 USD for the material deposited in the leaching PAD with a grade of 0.277% CuS; thus defining the mining sequence crusher of the economic zones of ore and leachable with a program of 60 ktpd of material with an average grade of 0.650% CuT required by the primary sulfides crusher, this based on the optimum extraction rate of the P&H 2800XPC loading equipment of 3,766.19 tph.

KEY WORDS: Ore control, block model, blasthole, recovery, dilution, income.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA

En muchas minas a tajo abierto específicamente en yacimientos del tipo pórfido de Cu-Mo emplazados en las costas y los andes de la cordillera central a nivel de Sudamérica, fueron estudiados por la complejidad en la toma de decisiones respecto al diseño y a los planes de minado de corto plazo, al igual que al proceso ore control, control de leyes y variabilidad mineralógico; áreas muy relevantes cuando estas entran a la etapa explotación; es por ello que, por ejemplo: Rossi (2009), estudio un tema similar a éste; en Antofagasta y señaló que el proceso de selección mineral-estéril (o control de leyes) en una operación tanto subterránea como a cielo abierto es el punto de decisión más crítico en la mina. Esta decisión, que es típicamente irreversible e irrevocable, es la que define la viabilidad final de la operación. Hacer un buen trabajo en el control de leyes ha salvado el cierre a muchas operaciones y ha llevado al éxito a muchas otras (p.270).

Para la Unidad Minera Toquepala, el planeamiento de minado de corto plazo en lo que se refiere al secuenciamiento de extracción de los bloques de los cuerpos mineralizados y la confiabilidad de estas; según el diseño del plan de minado diario de corto plazo, son de suma importancia cuando se enfrenta al proceso de materializar el cumplimiento de metas (toneladas, ley) considerando factores operacionales muy

importantes, entre ellas al proceso de ore control, que sirve de herramienta base para evaluar múltiples escenarios de toma de decisiones para la planificación semanal y diaria.

El proceso ore control, está definido por cinco etapas los cuales consisten en:

- Muestreo de blastholes.
- Aseguramiento y control de calidad QA/QC en blastholes.
- Actualización del modelo de bloques
- Diseño de los polígonos de minado.
- Control operacional de campo

Dentro las múltiples causas, encontramos al muestreo de blastholes como la etapa más crítico dentro el proceso de ore control ya que las muestras (ensayos) del cono de blasthole son la herramienta principal utilizada en las predicciones de control de leyes para la planificación de corto plazo en todas las minas a tajo abierto y subterráneos, ayudando así a prevenir la dilución significativa de mineral que se produciría si solo se utilizara el modelo de bloques estimado de largo plazo para definir los polígonos de cada frente de minado.

Por consiguiente la propuesta del presente trabajo de investigación como profesionales del área de ore control, será la de innovar nuevas técnicas metodológicas confiables en el muestreo de blastholes que nos permita asegurar la representatividad de los ensayos en la determinación del modelo de leyes; quien definirá el diseño de secuenciamiento del plan de minado de corto plazo mediante la evaluación económica de estas, bajo una perspectiva mucho más real y óptima operativamente según el modelo de leyes obtenidos por el muestreo de blastholes; para así decidir ¿qué tonelaje? y con ¿qué ley? extraer cada poligonal diseñado según los ensayos obtenidos de cada blasthole, ¿cómo? será extraída cada poligonal y ¿cuál? será el destino de cada tonelada extraída. Todo ello; buscando minimizar la incertidumbre presente en el modelo de bloques de largo plazo.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema General

¿Cómo optimizar el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes para definir el plan de minado de corto plazo en Mina Toquepala?

1.2.2 Problemas específicos

- A. ¿Cómo determinar que técnica metodológica de muestreo es la más confiable para asegurar la representatividad de los ensayos en el muestreo de blasthole?
- B. ¿Cómo definir el modelo de leyes para la interpretación geológica de las zonas económicas?
- C. ¿Cómo evaluar el impacto económico que ocasiona las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo?
- D. ¿Cómo definir la secuencia de minado para el cumplimiento de los planes de producción semanal y diario de corto plazo?

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1 Objetivo general

Optimizar el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes para definir el plan de minado de corto plazo en Mina Toquepala.

1.3.2 Objetivos específicos

- A. Determinar que técnica metodológica de muestreo es la más confiable para asegurar la representatividad de los ensayos en el muestreo de blastholes.
- B. Definir el modelo de leyes para la interpretación geológica de las zonas económicas.
- C. Evaluar el impacto económico que ocasiona las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo.

- D. Definir la secuencia de minado para el cumplimiento de los planes de producción semanal y diario de corto plazo.

1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1 Justificación teórica

Desde el punto de vista teórico, la investigación contribuirá al aumento del conocimiento sobre la optimización del proceso de ore control mediante técnica metodológicas de muestreo en blastholes; ya que en el ciclo productivo actual del proceso de ore control en diferentes compañías mineras se están realizando implementaciones como lo es Antamina, Antapaccay, Cerro Verde; empleado la técnica metodológica de muestreo con equipo Auger frente a otras como la más confiable para asegurar la representatividad de las leyes y sus posteriores etapas; entendiéndose que el método de muestreo aplicado actualmente con equipo Tubo, tendría que ser evaluado para su continuidad o cambio para este tipo de yacimiento.

1.4.2 Justificación práctica

Desde el punto de vista práctico, la presente investigación es una propuesta para implementar nuevas técnicas metodológicas de muestreo con equipo Auger o Tubo en blastholes que permita optimizar la operatividad del proceso de ore control; estos que al ser analizados e interpretados mediante los criterios técnicos de evaluación determinara el alcance máximo de corte respecto a los 44.0 cm de longitud conformada del cono, el peso de la muestra asegurado con un máximo de 12 Kg, la ley de ensaye asegurado (% Cu-Mo) y el tiempo de maniobrabilidad (min) respectivamente, permitiendo asegurar la máxima representatividad de los ensayos en la determinación del modelo de leyes; quien definirá el diseño de secuenciamiento del plan de minado de corto plazo mediante la

evaluación económica de estas, bajo una perspectiva mucho más real y óptima operativamente según el modelo de leyes obtenidos por el muestreo de blastholes.

Por ello cuando se proyecta a explotar una operación a cielo abierto como lo es Toquepala, es muy importante considerar dentro el ámbito del planeamiento de minado a corto plazo el proceso de ore control, para así; asegurar el adecuado suministro de mineral al proceso siguiente, ya sea éste; lixiviación, planta concentradora o stock; y si no fuera el caso, a los botaderos de desmonte.

1.4.3 Justificación metodológica

Metodológicamente, la presente investigación se justifica en el sentido que se emplean el instrumento de análisis estadístico en Excel y de software minero que permitieron comprender cuál es la técnica metodológica de muestreo en blastholes que permite asegurar la representatividad de los ensayos en la determinación del modelo de leyes; quien definirá el diseño de secuenciamiento de las zonas económicas del polígono de minado, mediante la evaluación económica del bloques de corto plazo; determinando que el método de muestreo con equipo Auger es que cumple las expectativas técnico económicos respecto a equipo Tubo.

1.5 Limitaciones de la investigación

El presente proyecto de investigación está desarrollado únicamente en yacimientos de formación geológica del tipo pórfido Cobre-Molibdeno.

Los yacimientos del tipo pórfido; en este caso Toquepala posee una mineralización simple siendo la distribución de leyes de cobre uniforme, tanto lateralmente como en profundidad pero de gran variabilidad en porcentaje de Cu-Mo en donde los minerales económicos se encuentran en estado de sulfuros diseminados a través de toda la roca, en

pequeñas venillas rellenando vacíos o en pequeños agregados compuesta por calcopirita (CuFeS_2), calcosita (Cu_2S), molibdenita (MoS_2) como minerales de mena y pirita (FeS_2) como no económico.

Por ello; es de suma importancia:

- Conocer la interpretación y evolución del modelo geológico de los yacimientos del tipo pórfido, según los eventos estructurales y paragénesis; para así tomar las decisiones y criterios de muestreo geológico de los blastholes.
- Conocer técnicas metodológicas de muestreo en blastholes aplicados para yacimientos del tipo pórfido.
- Conocimientos teórico-prácticos de Softwares mineros que nos ayuden a la interpretación de estas.

1.6 VIABILIDAD DE LA INVESTIGACIÓN

Se considera viable por su originalidad, y porque no se encontró antecedentes de investigación similares a nivel local, que hayan pretendido realizar un estudio con el objetivo de optimizar el proceso de ore control mediante la innovación de nuevas técnicas metodológicas en el muestreo de blastholes para la ejecución de los planes de minado de corto plazo.

Por otro lado esta investigación puede ser el inicio de otras investigaciones futuras con diferentes criterios y alternativas de solución, que permita aumentar la productividad en el diseño de los planes de minado semanal y diario de cualquier explotación a cielo abierto, en base a información de leyes representativas y confiables que de incertidumbre.

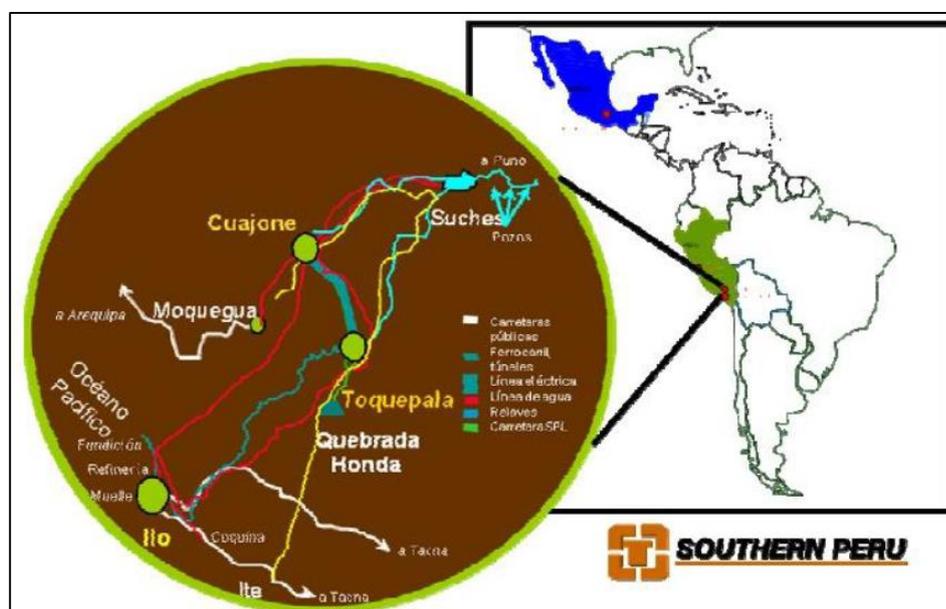
1.7 ÁMBITO GENERAL DEL ÁREA DE ESTUDIO DEL PROYECTO

1.7.1 Descripción de mina

1.7.1.1 Ubicación y acceso

La ubicación geográfica-política de la mina Toquepala, se encuentra en el distrito de Ilabaya, Provincia de Jorge Basadre, departamento de Tacna, sus coordenadas geográficas aproximadas son: 17°13' Latitud Sur y 70°36' Longitud Oeste.

Figura N° 1: Ubicación y acceso a mina Toquepala



Fuente: Departamento de Ingeniería

Para llegar a la mina Toquepala se emplea distintos tramos de la carretera panamericana sur, mencionamos las siguientes rutas de acceso que se reflejan en la Tabla N° 1.

La mina es accesible también por vía aérea, puesto que cuentan con un pequeño aeropuerto en la zona de Staff pero solamente para avionetas de uso de la compañía. Las vías de acceso secundarias están representadas por un ferrocarril industrial de 167 Km. Que une la mina con el puerto de Ilo, y otro que une las minas de Cuajone y Toquepala.

Tabla N° 1: Rutas de acceso a mina Toquepala

Carretera	Clasificación	Distancia (Km)
Desde Moquegua		
Moquegua – Camiara	afirmada	35
Camiara - Campamento Toquepala	afirmada	76
Desde Tacna		
Tacna – Camiara	afirmada	92
Camiara - Campamento Toquepala	afirmada	76
Desde Ilo		
Ilo – Camiara	afirmada	85
Camiara - Campamento Toquepala	afirmada	76
Ilo - Campamento Toquepala	Línea férrea	167

Fuente: Departamento de Ingeniería

1.7.1.2 Geología general

El depósito está situado en un terreno que fue sometido a intensa actividad ígnea, incluyendo una gran variedad de fenómenos eruptivos, los que se registraron hace 70 millones de años (Cretáceo-Terciario); esta actividad produjo enormes cantidades de material volcánico, el cual se acumuló en una serie de mantos de lava volcánica, hasta completar un espesor de 1500 m constituyendo el basamento regional, el mismo que está compuesto por derrames alternados de riolitas, andesitas y aglomerados, inclinados ligeramente hacia el Oeste y que constituyen el llamado “Grupo Toquepala”.

Posteriormente, la actividad ígnea fue principalmente intrusiva y produjo grandes masas de roca en fusión que intruyeron, rompiendo y fundiendo las lavas enfriadas del “Grupo Toquepala”. Estas rocas intrusivas constituyen apófisis del batolito andino que fueron emplazadas en diferentes etapas. Debido a que provinieron de un magma de composición química variable, resultaron diferentes tipos de rocas por diferenciación (dioritas, dacita porfirítica, etc.).

La actividad tectónica regional, está relacionada a la formación de la Cordillera de los Andes, estructuralmente representada en el área de Toquepala por la falla Micalaco y por el Alineamiento Toquepala. La intersección de estas dos fallas está ubicada en el área de la mina.

Posteriormente, soluciones hidrotermales de alta temperatura, resultado de un estado de diferenciación magmática, fluyeron a través de las rocas existentes, destruyendo y alterando su composición química, haciéndolas más permeables.

Estas soluciones favorecidas por un intemperismo preexistente produjeron la alteración y mineralización primaria.

Los diferentes eventos intrusivos de dacita porfirítica dieron origen a un sistema de estructura de brechas (brecha pipe mineralizada), y brechas de colapso, parcialmente mineralizada.

Un evento ígneo tardío tuvo lugar inmediatamente al norte del yacimiento, caracterizado por actividad eruptiva explosiva e hidrotermal, constituido por una diatrema que fue rellenada por los fragmentos de rocas preexistentes y un magma de composición dacítica, por lo que se le denomina pórfido de dacita aglomerado. Cerrando el ciclo de actividad intrusiva ocurrieron diques de latita porfirítica y de dacita que se emplazaron a lo largo del Alineamiento Toquepala, y atravesaron todas las rocas existentes.

Esta actividad intrusiva - volcánica fue seguida por sucesivos estados de intensa erosión, asociados a variaciones del nivel de agua que contribuyeron en la lixiviación de la parte superior de la zona mineralizada (Leach Capping), dando como resultado una concentración de Cobre en profundidad (Zona de Enriquecimiento Secundario). Todos estos eventos son responsables de la superficie expuesta actual. La edad medida para el depósito de Toquepala está alrededor de los 58 a 52 millones de años.

1.7.1.3 Geología regional

La mina Toquepala, está situada en la región que pertenece a la faja sísmica de los Andes Sur Occidentales del Perú; que se caracteriza por haber soportado una intensa actividad eruptiva, cuyos remanentes son una serie de conos volcánicos, luego intrusivos posteriores del batolito andino, de composición ácida a intermedia que han afectado a las rocas encajonantes. Posteriormente una erosión, provocó la formación de una superficie irregular la que fue rellenada por flujos volcánicos recientes. Las edades varían desde el cretáceo superior al reciente.

Resumiendo, se puede indicar que las unidades litológicas presentes, incluyen rocas de orígenes volcánicos e intrusivos.

1.7.1.4 Geología local

Toquepala es un depósito mineral de tipo “Pórfido de Cobre”, donde la mineralización está constituida por una fina disseminación de sulfuros y el relleno de angostas vetillas y con poca persistencia de fracturas, emplazadas en una secuencia de rocas ígneas de composición química ácidas a intermedias.

La forma como esta mineralización ha llegado a su posición actual es el resultado de muchos y muy variados factores que se explicaran más adelante.

Estructuralmente, el depósito está ubicado en una chimenea volcánica del tipo diatrema (chimenea de brecha) donde la mineralización del depósito ha sido posible por la existencia de una zona de debilitamiento que permitió el paso de las soluciones mineralizadas.

Mineralógicamente, el depósito desde su origen ha sufrido sucesivos cambios químicos y estructurales. La mineralización ha seguido los procesos de evolución

comunes a todos los depósitos de este tipo, originando finalmente, la alteración y mineralización supergénica.

El área mineralizada de forma elongada y de 8 Km. De largo, ha sido un centro de intensa actividad ígnea. Existen varios cuerpos intrusivos de formas irregulares dentro y junto a una gran chimenea ubicada en el centro. El cuerpo mineralizado en forma de hongo consiste de una zona enriquecida de posición tendida, predominante, de calcosina con una continuación a manera de tallo, de mena de Calcopirita Hipógena en la profundidad, tanto dentro como alrededor de la chimenea. La alteración hidrotermal se generaliza en la zona de mineralización. El cuarzo y la sericita constituyen los principales productos de alteración, y en muchos casos las texturas de la roca original han desaparecido.

Los principales sulfuros, pirita hipógena, calcopirita y calcosina supérgena, se presentan principalmente como rellenos de vacíos en la brecha y como granos pequeños diseminados a través de todas las rocas alteradas. Las venillas de sulfuros son relativamente escasas. Los sulfuros se encuentran más abundantes y la alteración es más intensiva en ciertas unidades de rocas, tales como la diorita y la mayoría de las brechas.

1.7.1.5 Mineralogía

Los procesos de alteración, el emplazamiento intrusivo de las rocas y mineralización en los depósitos porfiríticos de cobre pueden ser generalizados como un desarrollo de origen magmático sub-volcánico de un magma rico en metales, donde los fluidos residuales se mezclan con aguas meteóricas durante las últimas etapas de enfriamiento en la formación de un yacimiento.

Los sulfuros se encuentran diseminados en delgadas venillas y como relleno de vesículas o espacios vacíos en las brechas. La abundancia de los sulfuros es en general de: Pirita, Calcopirita, Calcosina, Molibdenita (Py, Cpy, Cc y Moly)

La mineralización supérgena o secundaria está dado por metales transportados por aguas meteóricas oxidadas que se mueven hacia abajo y también lateralmente, en contraste con la mineralización hipógena o primaria donde los sulfuros son formados por soluciones hidrotermales ascendentes.

El enriquecimiento supergénico por lo tanto consiste de un relativo reemplazamiento de sulfuros primarios por sulfuros secundarios y en una menor extensión por el relleno de los intersticios de óxidos minerales en zonas debajo del nivel freático donde soluciones lixiviadas ácidas y oxigenadas son reducidas y neutralizadas. El enriquecimiento secundario depende de la cantidad de pirita disponible para producir un ambiente de bajo PH, reemplazando calcosina en zonas extensas de pirita-calcopirita.

En Toquepala se desarrolló mejor el enriquecimiento secundario, presentando las siguientes características mineralógicas:

- Mineralogía Simple, con distribución de leyes de cobre uniforme.
- Espesor de mineral, mayores de 300 m.
- La pirita es el sulfuro más abundante, la calcopirita el sulfuro de cobre más abundante y la calcosina es el mineral supérgeno más importante.
- La molibdenita se presenta como subproducto.

Zona Primaria: El mineral hipógeno está conformado por calcopirita, pirita, molibdenita y trazas de bornita, escalerita y galena.

En Toquepala, una mineralización temprana ocurrió con cuarzo turmalina con menos sulfuros y menos cuarzo turmalina. La deposición de anhidrita ocurrió con la

mineralización primaria y probablemente fue fijado más azufre como sulfato en la anhidrita que en los sulfuros.

Zona Enriquecida: El límite superior fue una superficie ondulada casi horizontal y directamente en contacto con material lixiviado. La superficie superior es irregular, en la parte central el máximo espesor fue de 150m y de unos pocos metros en los márgenes.

El mineral predominante es la calcosita densa, existiendo también la variedad pulverulenta denominada “Sooty calcosita”. Trazas de covelina y digenita, mayormente distribuidas en la brecha angular donde hubo zonas de mayor espesor de mineral primario, los minerales están asociados como calcositacalcopirita - pirita y calcosita - pirita.

Zonas de Óxidos: Pequeñas cantidades de silicatos de cobre existieron en los afloramientos iniciales, pero no constituyeron mena. Los principales minerales fueron la malaquita, crisocola, cuprita y otros de menos importancia.

Escape Lixiviable: La cubierta original fue compuesta de material de lixiviación con espesores que varían desde unos metros hasta 300 m. Los minerales son limoníticos principalmente hematina, goletita y jarosita.

1.7.1.6 Reservas de mineral

La Compañía cuenta con reservas probadas de cobre que alcanzan la cifra de 2354 millones de toneladas de mineral, con una ley promedio de 0.541% de Cu y 0.031 % de Mo y unos 9446 millones de material de desmonte que otorgan una vida útil de 54 años correspondiendo el 80% a sulfuros primarios y el 20% a secundarios.

La mina fue diseñada y planeada para trabajar con un Cut Off de 0.233% de ley de Cobre y 0.031% Mo durante el tiempo de vida de la misma.

Las reservas de mineral son muy sensibles a la variación del precio del cobre en el mercado internacional, ya que la ley de cobre está calculada en función al precio coyuntural de los mercados de metales.

El estudio de reservas minerales, se basa en los siguientes aspectos:

- Geometría del cuerpo mineral $\geq 0.4\%$ Cu.
- Comportamiento vertical de la Ley de Cu.
- Espaciamiento de taladros diamantinos
- Variables geológicas

1.7.2 Operaciones mina

1.7.2.1 Descripción

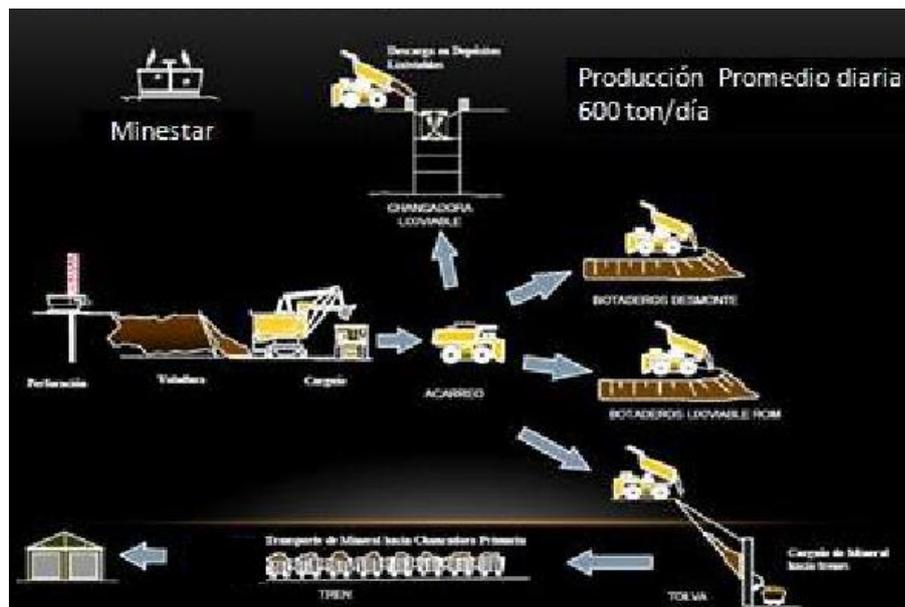
La mina viene operando desde 1957, produciendo concentrado de cobre desde 1960. Está en su segundo medio siglo de operaciones, con nuevas reservas y un proyecto de ampliación minero-metalúrgico que llegara a procesar 120 mil toneladas de mineral por día.

Actualmente la Mina Toquepala produce 65000 toneladas métricas de mineral por día, con ley aproximada de 0.66% de Cu, lo que hace aproximadamente 25 millones de toneladas métricas al año. La mina está dividida en 7 pushbacks o fases de minado hasta alcanzar el límite final del pit. Actualmente se encuentra en explotación las fases 3, 4, 5 y 6.

Para un adecuado cumplimiento de los programas de producción en la mina Toquepala, el conjunto de operaciones unitarias, deben de desarrollarse bajo los esquemas de seguridad y productividad, todas ellos deben interrelacionarse unas a otras, de modo tal, el proceso productivo no se vea alterado por la falla de alguna de ellas.

- Producción por día : 550000TM
- Horas trabajadas por día: 22 hr.
- Días trabajados por mes : 30 días

Figura N° 2: Diagrama de Operaciones Mina



Fuente: Departamento de Dispatch

1.7.2.2 Perforación

Es la primera operación unitaria en el ciclo de minado, consiste en taladrar huecos de forma rotativa con triconos para ejecutar los pozos de voladuras, los patrones de perforación están definidos por sectores estructurales, los cuales determinan las mallas de diseño. La operación de perforación está íntimamente ligada con la voladura, por lo cual, debe reflejarse en la exactitud de la operación en términos de burden, espaciamiento, y profundidad de taladro, estos parámetros de diseño de banco reflejaran los resultados de la voladura. Los parámetros de perforación en la mina Toquepala, son los siguientes:

- Diámetro de perforación: 11.0 Pulgadas.
- Malla de perforación: Patrón triangular equilátero de 6.5m a 12.0m.
- Longitud de perforación: 15m.

- Sobre perforación: de 1.5 a 2.0m.

Tabla N° 2: Flota de equipos de perforación

Equipos de producción	Marca / modelo
02 perforadoras	P&H - 100XP
01 perforadoras	P&H - 120 ^a
02 perforadoras	Bucyrus - 49RIII
04 perforadoras	Bucyrus - 49HR
01 perforadora	Bucyrus - 39HR
01 perforadoras	P&H - 320XPC
01 perforadoras	CAT- MD6640
04 perforadoras	Sandvik Cubex - 560 DR

Fuente: Departamento Perforación & Voladura.

1.7.2.3 Voladura

La voladura, representa una de las operaciones más relevantes dentro del proceso extractivo de mineral, su objetivo principal es la fragmentación de la roca con un adecuado tamaño de roca, y apilamiento del material fragmentado, con un mínimo daño en su entorno, actividad que se ejecuta con explosivo y teniendo presente las características del macizo rocoso.

Los principales factores que influyen en la voladura son:

- Las propiedades de los explosivos a usarse (densidad, velocidad de detonación, etc.).
- Distribución y secuencia de iniciación.
- La geometría de disparo (burden, espaciamiento, taco, longitud de carga, longitud de taladro, ángulo de salida, tiempo de retardo).

Cuando los resultados son adversos, obligan a la operación minera a efectuar minados selectivos, como también la necesidad de efectuar voladuras secundarias, los cuales incrementan los costos de minado, razón por la cual, esta operación tiene que tener los resultados idóneos para contrarrestar la problemática que se menciona. Todas las voladuras se realizan con un diseño previo, el cual difiere una de cada una, debido a que no podemos imprimir un mismo diseño para toda la mina.

1.7.2.4 Carguío

En mina Toquepala, el carguío de mineral, mineral lixiviable y desmonte, se ejecutan con palas eléctricas y cargadores frontales de diferentes dimensiones y capacidades, para una adecuada productividad de ésta operación, es muy importante que los resultados de la voladura sean los adecuados, tanto en el aspecto de la granulometría, como en la geometría del apilamiento y esponjamiento del material disparado, estas condiciones reflejaron la seguridad y productividad que la operación amerita.

Tabla N° 3: Flota de equipos de carguío

Cantidad	Equipo	Marca	Modelo
02	Palas, 56 yd ³	P&H	4100A
01	Pala, 44 yd ³	P&H	2800XPC
01	Palas, 56 yd ³	Bucyrus	495BI
04	Palas, 73 yd ³	Bucyrus	495HR
01	Cargador Frontal, 23 yd ³	Caterpillar	994F
01	Cargador Frontal, 33 yd ³	Le-Tourneau	LT-1850
01	Cargador Frontal, 43 yd ³	Le-Tourneau	LT-2350

Fuente: Departamento Dispatch.

1.7.2.5 Acarreo

La operación de acarreo está conformada por la flota de volquetes, que son los encargados de trasladar el material disparado a los diferentes destinos como chancadora primaria de mineral y lixiviable, botaderos de desmonte o lixiviable, la carga transportada de ubicarse con una geometría adecuada que releje la cantidad y peso de la carga.

Referente a las rampas de tránsito de los camiones estas no exceden al 8% dentro de la mina, y aun menor las rampas de acceso a las carreteras que constituyen el recorrido regular de los camiones cuando se encuentran acarreando.

Tabla N° 4: Flota de equipos de Acarreo

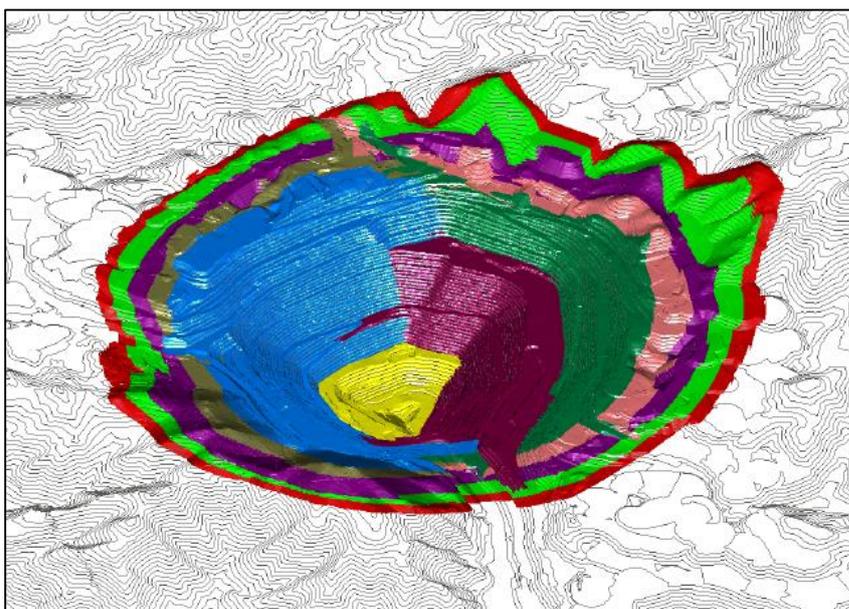
Cantidad	Equipo	Marca	Modelo
04	Volquetes, 320 TC	Komatsu	930-E1
09	Volquetes, 320 TC	Komatsu	930-E3
15	Volquetes, 320 TC	Komatsu	931-E4
18	Volquetes, 244 TC	Komatsu	830E
05	Volquetes, 240 TC	Caterpillar	793C
13	Volquetes, 240 TC	Caterpillar	793D
07	Volquetes, 400 TC	Caterpillar	797F
07	Volquetes, 400 TC	Komatsu	980-E1

Fuente: Departamento Dispatch.

1.7.3 Planeamiento mina

La mina Toquepala, tanto para su planeamiento a corto, mediano y larga plazo, hace el uso del software MineSight (Sistema de Diseño y Evaluación de Minerales). Los datos y las operaciones sobre los mismos son: Operaciones con datos de sondaje, Operaciones con datos digitalizados, Operaciones con compuestos, Operaciones de modelamiento, Diseño económico de pit, Evaluación de pit y Programa de producción.

Figura N° 3: Representación gráfica de las fases de minado



Fuente: Departamento de Ingeniería

A continuación, se expone el plan de minado para los 5 próximos años de la mina. Para alcanzar este plan se debe mover aproximadamente 590 mil toneladas por día. La mina tiene una vida útil de 54 años con las reservas actuales, asimismo y a nivel de minado tiene proyectado una producción de 590 mil toneladas por día con leyes que fluctúan alrededor de 0.6% de Cu de mineral para planta y ley de 0.129% de Cu para la planta lixiviable.

Tabla N° 5: Plan de Minado Periodo 2014-2018

Ítem	U	2014	2015	2016	2017	2018
Mineral	TM	20,055.00	19,681.00	41,274.00	41,312.00	41,416.00
Ley CuT	%	0.601	0.604	0.608	0.659	0.617
Lixiviable	TM	42,617.38	70,604.14	72,347.86	61,756.84	64,661.89
Ley CuS	%	0.129	0.176	0.189	0.166	0.133
Desmorte	TM	152,043.83	154,714.762	131,378.09	141,931.11	138,922.05
Total	TM	214,716.21	244,999.90	244,999.94	244,999.94	244,999.94

Fuente: Departamento de Ingeniería.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1 Antecedentes internacionales

Contreras, E., Garay, A. y Llanos, F. (2013), en su artículo de revisión “Diseño y Planeamiento Minero”. Chile, indica que la planificación a corto plazo radica en que esta debe materializar la secuencia de extracción considerando factores operacionales y de diseño de fases para lograr las metas de producción integradas en la planificación de mediano y largo plazo, que a través de procesos de prueba y error se construyen planes que sean capaces de cumplir con las metas impuestas sin interferir de sobremanera el secuenciamiento previamente establecido.

De Nicola, C. (2015), en su Tesis “Dilución Operacional en Mina El Soldado”. Santiago de Chile, concluye que la definición de los polígonos de extracción está 100% ligada a la geometría y dimensiones de los cuerpos mineralizados y a las dimensiones de los equipos de carguío utilizados en la mina. El planificador tendrá que hacer uso de su ingenio y experiencia para poder idear una secuencia de extracción adecuada y tamaño de polígonos adhoc para disminuir las pérdidas minerales en los bordes de los disparos, y en las zonas de borde estéril/mineral.

Díaz, N. (2006), en su artículo de revisión “Disminuyendo el error de muestro en pozos de tiros. Impacto en la toma de decisión y en la reserva minera”. Antofagasta, concluye que el muestreo presenta pérdidas ocultas, que alcanzan entre los 2MUS\$ y 10MUS\$ anual (Díaz, et al 2001). En este contexto, se han realizado diversos estudios, que incluyen hasta diseños de nuevos equipos (Silva, 2004), que de acuerdo a diversas experiencias se observa que un buen muestreo es el que se encuentra perfectamente controlado, adaptado al tipo de depósito, exigencias, al perfil económico de la empresa y a la promesa realizada al dueño perfectamente medible en un tablero de control.

McArthur G., Jones, C. y Murphy M. (2010), en su artículo científico “Blasthole Cone Sampling Experiments for Iron Fitch”. Perth, indicó que las muestras de blastholes son la principal herramienta utilizada en las predicciones de control de leyes a corto plazo en todas las minas. Un blasthole es el montón cónico de detritus que se forman alrededor del collar de un taladro de rotación en una mina a cielo abierto, que se perfora con el fin de contener los explosivos utilizados para fracturar la masa rocosa en minas a cielo abierto.

Rivas, J. (2018), en su Tesis “Control Geológico en la Dilución Mineral”. Chile, concluye que el control geológico generó de manera concreta, reducir la dilución mineral en rangos aceptables dentro del rango + 10%, permitiendo con ello a Geología, participar en forma directa en todo el proceso de control e influir en la reducción de las pérdidas económicas por este concepto en varios millones de USD cada año. Lo anterior adquiere una relevancia aún mayor, si se considera actualmente una disminución paulatina en las leyes y reservas del mineral, con un aumento sostenido en los costos de producción.

2.1.2 Antecedentes Nacionales

Cáceres, G. (2015), en su Tesis “Estudio de validación de muestreo de blasthole en el yacimiento lagunas norte”. La Libertad, concluyó que la muestra tomada con la herramienta AUGER (Espiral) se presenta como una buena alternativa para su uso en el muestreo, mantiene una correlación muy buena con la ley total del cono en promedio un $R^2 = 0.925$. El peso promedio obtenido con esta herramienta representa el 0.13% del total del peso del cono y aun siendo tan pequeña es muy representativa a la ley total del cono. Se limita en casos de muestreo selectivo.

También ha demostrado tener la capacidad de recolectar material de granulometría gruesa tanto como fina, demostrando que no produce segregación de materiales de granulometría gruesa.

Nizama, J. (2000), en su artículo de revisión, titulada “Control de Mineral en Antamina”. Ancash, concluyó que: La compleja clasificación de mineral basada en parámetros metalúrgicos y el cálculo de la ganancia neta después de la fundición (NSR) nos ha llevado a implementar técnicas de control de mineral en campo y gabinete que son minuciosas y novedosas para la minería en nuestro país. El trabajo de control de mineral (ore control) abarca desde el muestreo de blastholes, descripción de los mismos, actualización del modelo dinámico e interpolación de leyes hasta la creación de los polígonos de minado y el control de campo.

Sotomayor, N. (2013), en su artículo de revisión “Herramientas para un efectivo control operacional” Perú, señaló que el software es una herramienta para los requerimientos específicos de control de mineral (grade control) de cada mina, nos apoya

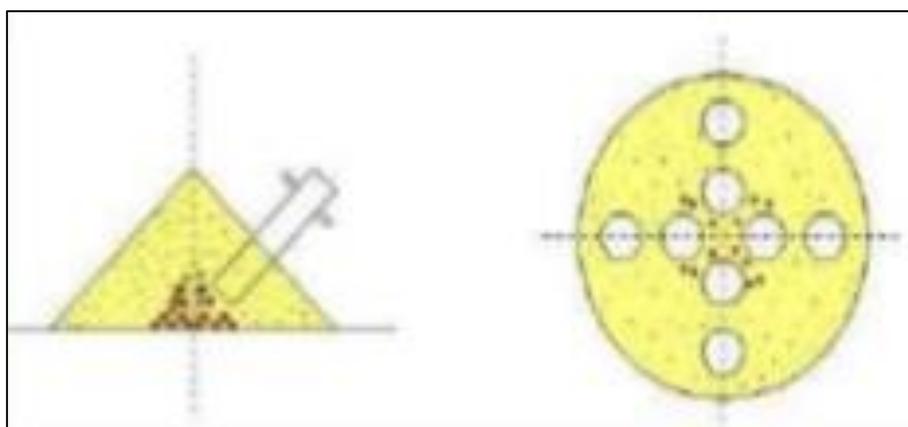
en la operación minera con la decisión de destino del material a minar que se pueda personalizar a los requerimientos propios de la operación.

2.2 MARCO TEÓRICO

2.2.1 Muestreo de blastholes

El muestreo de pozos de voladura (Lambert, 2006, p.71), tiene como objetivo y finalidad obtener una cantidad de muestra suficiente y representativa para determinar las leyes químicas, proveer de cutting para el mapeo geológico y la confección de bloques metalúrgicos.

Figura N° 4: Metodología de muestreo en blastholes



Fuente: Lambert A. Manual de muestreo para exploración, subterránea y tajo abierto

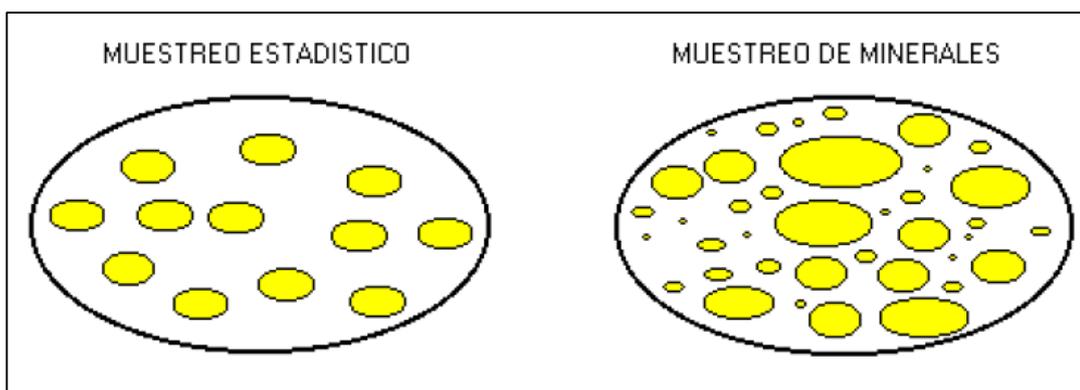
2.2.2 Muestreo

Es la acción de recoger muestras representativas de la calidad o condiciones medias de un todo o la técnica empleada en esta selección o la selección de una pequeña parte estadísticamente determinada para inferir el valor de una o varias características del conjunto. (Alfaro, 2002, p.55).

El muestreo está definido por dos conceptos muy distintos:

- **Muestreo estadístico:** Determinado por el lote o población que está compuesto por objetos de igual peso.
- **Muestreo de minerales:** También determinado por el lote que está compuesto de objetos de diferentes pesos.

Figura N° 5: Tipos de Muestreo; Muestreo Estadístico y Muestreo de Minerales



Fuente: Alfaro M, Introducción al Muestreo Minero, 2002

Casi todas las decisiones que se hacen respecto de un proyecto minero, desde la exploración hasta el cierre de la mina, están basadas en valores obtenidos de material muestreado. Estas decisiones significan millones de dólares.

Según (Alfaro, 2002, p.10), los principales tipos de muestreo son los siguientes:

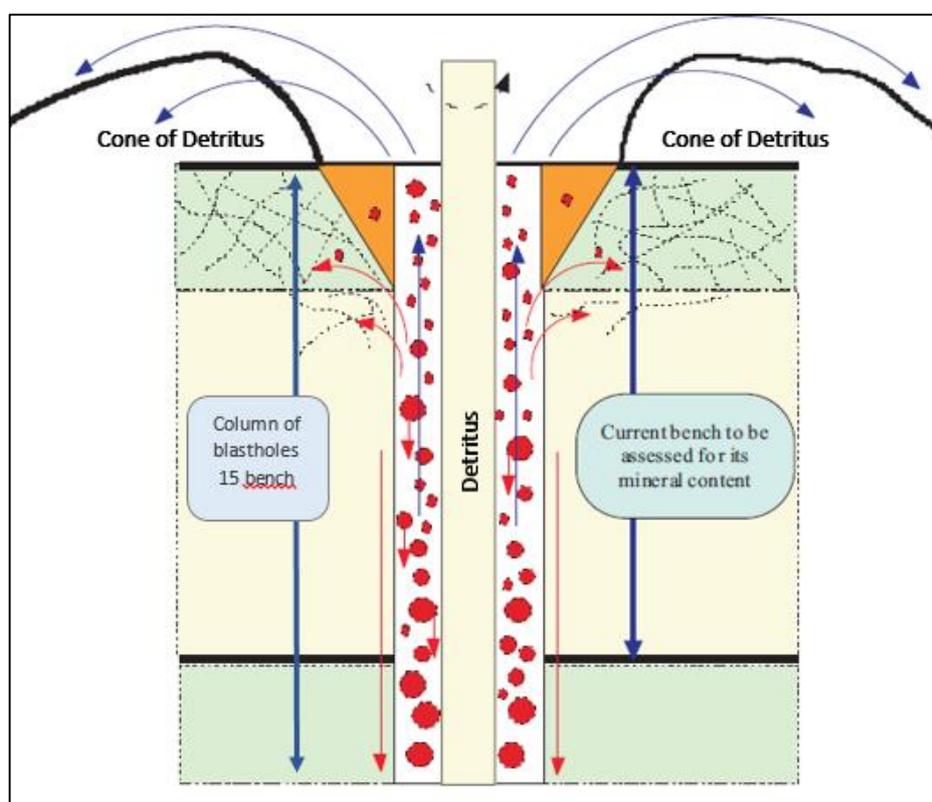
- **Muestreo aleatorio simple:** Consiste en la selección de “n” fragmentos o unidades del lote “ M_L ” de modo que todas las muestras posibles de tamaño “n” tengan la misma probabilidad de ser elegidas.
- **Muestreo sistemático:** En este caso las extracciones de las muestras son determinadas según una regla fija.
 - Tomar canaletas en una galería cada 2 metros.
 - En una cinta transportadora, tomar una muestra cada 10 minutos.
- **Muestreo estratificado:** El lote “ M_L ” se divide en partes o estratos que no se solapan entre sí. Cada estrato es muestreado posteriormente según los procedimientos anteriores.

2.2.3 Blasthole (BHs)

Un blasthole (pozo de voladura) está constituida por una pila cónica de detritus que se forman alrededor del collar de un taladro (pozo) de rotación que se perfora con el fin de contener los explosivos utilizados para fracturar la masa rocosa en las minas de cielo abierto.

Los Blastholes suelen estar disponibles en un estrecho espacio de modo que un gran número de puntos de ensayo están disponibles para estimar el componente clave de grado de bloques programados en el plan de minería a corto plazo (McArthur, 2010, p 133).

Figura N° 6: Vista en sección de los componentes de un blasthole



Fuente: Pitard, F. 1993 Blasthole Sampling for Grade Control

2.2.4 Aseguramiento y Control de Calidad QA/QC

El propósito básico de los programas de Aseguramiento y Control de la Calidad (ACC), también conocidos por sus siglas en inglés como de QA/QC (Quality

Assurance/Quality Control), es asegurar la integridad de la información, y en última instancia garantizar que los datos generados sean de naturaleza y estándares tales que permitan su utilización en estimaciones del recursos y reservas, control de leyes, reconciliaciones, etc.

Mientras que el Aseguramiento de la Calidad comprende aquellas acciones sistemáticas y preestablecidas orientadas a elevar el nivel de confianza de un programa relacionado con la exploración, el muestreo, la preparación y el análisis, el Control de la Calidad abarca los procedimientos rutinarios seguidos para monitorear la calidad. Por lo tanto, mientras que el Aseguramiento de la Calidad lleva implícita la idea de prevención, el Control de la Calidad se relaciona con la detección de problemas. (Long, 2000, p.599).

2.2.4.1 Aseguramiento de la Calidad (QA)

El aseguramiento de la calidad o “Quality Assurance”, cuya abreviatura es “QA”; se entiende como el conjunto de acciones sistemáticas y preventivas para asegurar la calidad y confianza en el muestreo. (Simón, 2007, p.601).

Un programa de Aseguramiento de la Calidad debe incluir indicaciones y recomendaciones orientadas a reducir el efecto de esos errores. A continuación se enumeran sólo algunos de los más comunes, así como algunas recomendaciones para evitarlos o reducir su efecto.

- **Heterogeneidad Geológica:** Se destacan el uso de redes de exploración inadecuadas, errores en la codificación de los datos, el uso de programas inadecuados de estimación, la utilización de personal poco calificado, etc. Para reducir su efecto se recomienda utilizar personal con la mejor calificación posible, preparar colecciones de muestras patrón que auxilien en el logueo, usar métodos de procesamiento de los datos, que apliquen métodos estadísticos basados en el rango de influencia, etc.

- **Toma de muestras:** Durante esta operación se encuentran los siguientes: el muestreo predominante del material más blando o frágil, o de fragmentos grandes de material duro en el muestreo de canal; la orientación incorrecta de la línea de corte en el muestreo de testigo, así como el muestreo preferencial de fragmentos gruesos en muestras de testigo muy fragmentado; ignorar los contactos litológicos importantes; la introducción de sesgos en la selección de fragmentos o intervalos en el muestreo para densidad; confusiones en el etiquetado y el orden de las muestras.
- **Medición de Parámetros:** Se producen en varias fases de este proceso. Durante la preparación, son frecuentes el chancado demasiado grueso, el uso de técnicas de cuarteo deficientes, la insuficiente pulverización, la manipulación incorrecta de las muestras, el empleo de un deficiente sistema de extracción de polvo.

Se recomienda asegurarse de que el laboratorio seleccionado emplee procedimientos adecuados de preparación, dispone de instrumental y equipos en buen estado, y productos químicos y estándares confiables.

- **Preparación de la Base de Datos:** Ocurren durante la propia introducción de la información. Son comunes la digitación repetida de los datos, el uso de fórmulas en la numeración de las muestras en tablas de Excel, la insuficiente información sobre datos faltantes, la codificación errónea de las muestras de control de calidad, etc.

Para reducir su efecto se incluyen planificar adecuadamente la estructura y el flujo de la información, establecer filtros y mecanismos de contrachequeo, minimizar la digitación manual de datos, utilizar la doble entrada para los parámetros más sensibles, mantener una disciplina estricta en el completamiento de la base de datos, etc.

2.2.4.2 Control de la Calidad (QC)

El control de la calidad o “Quality Control” es el conjunto de actividades o técnicas para monitorear, identificar errores y realizar acciones correctivas durante el muestreo y análisis. (Simón, 2007, p.607).

Por lo general, durante una campaña de muestreo se utilizan dos laboratorios: uno primario, donde se analizan todas las muestras ordinarias, y uno secundario, comúnmente un laboratorio de reconocida reputación, en el cual se reanaliza una porción representativa de las muestras ordinarias previamente analizadas en el laboratorio primario. El programa de Control de Calidad consiste en la inserción sistemática de muestras de control en los lotes enviados al laboratorio primario, y en el reenvío regular al laboratorio secundario de una parte de las muestras ya analizadas en el laboratorio primario, también acompañadas por muestras de control.

Al implantar o evaluar los resultados de un programa de Control de Calidad en la actividad geológica, es importante conocer tres conceptos básicos:

- **Precisión:** Su evaluación exige reproducir la medición en condiciones tan cercanas como sea posible a las existentes en el momento en que tuvo lugar la medición original. En el caso del muestreo geológico, por ejemplo, tanto la muestra original como la duplicada deben corresponder a iguales intervalos, métodos similares de muestreo, y se debe prever su envío simultáneo al mismo laboratorio, de modo que se garantice el empleo de iguales procedimientos de preparación y análisis, utilizando los mismos equipos y reactivos, y en lo posible el mismo personal. Por tanto, es necesario que ambas muestras formen parte del mismo lote.
- **Exactitud:** Se define como la proximidad de los resultados a un valor verdadero o aceptado, y se vincula a errores sistemáticos. El concepto de exactitud está indisolublemente vinculado al de *valor real*. Al determinar la ley de la muestra,

nunca se llega a conocer el valor real; sin embargo, es posible preparar estándares en condiciones muy controladas, y establecer el mejor valor (*MV*) del estándar para cada elemento en particular.

Mediante la inserción de estándares en los lotes analíticos, es posible comparar el comportamiento del laboratorio en cuestión con el de los laboratorios de referencia. De este modo se evalúa la proximidad al *MV* de los valores obtenidos, y se determina la magnitud del posible sesgo, en caso de que exista.

- **Contaminación:** Al preparar o analizar algunas muestras, particularmente las muy mineralizadas, es posible que cierta porción de una muestra o de una solución quede retenida accidentalmente en el equipo y contamine las muestras siguientes. La contaminación se estudia a través de los blancos, que son de hecho muestras estériles, en las cuales los elementos a evaluar se encuentran presentes en cantidades inferiores o muy cercanas a los correspondientes límites de detección.

Para evaluar el comportamiento en las etapas esenciales de la secuencia muestreo-preparación-análisis, en un esfuerzo por determinar reducir al mínimo el error total posible Long (2000), las muestras de control deben ser tomadas y/o insertadas por parte del personal del proyecto directamente durante el proceso de muestreo, estas muestras son las siguientes:

- **Muestras gemelas:** Estas se usan para evaluar el error de muestreo, ambas muestras deben ser preparadas en el mismo laboratorio y analizadas con diferente número en el mismo lote. Se recomienda evitar el uso en este caso del término de *duplicado*, ya que el original y la muestra gemela ocupan, formalmente, diferentes posiciones espaciales.

- **Blancos finos:** Son muestras de material estéril pulverizado, que deben ser *analizadas* a continuación de muestras fuertemente mineralizadas, y que se utilizan para determinar si se produce contaminación durante el proceso de análisis.
- **Blancos gruesos:** Son muestras de material estéril, con granulometría gruesa, que deben ser sometidas a todo el proceso de preparación en conjunto con las demás muestras ordinarias, Los blancos gruesos permiten evaluar si se produce contaminación durante la preparación.
- **Estándares:** Son muestras elaboradas bajo condiciones especiales, que deben formar parte de los lotes analizados tanto por el laboratorio primario como por el laboratorio secundario. Los estándares se utilizan para evaluar la exactitud analítica, en conjunto con las muestras de control externo.

Se recomienda utilizar al menos tres estándares para los elementos de importancia económica: un estándar de baja ley, cercana al valor de cutoff; un estándar medio, con ley cercana al promedio del depósito, y un estándar alto, teniendo en cuenta lo que significa alta ley para el proyecto concreto.

- **Duplicados gruesos:** (o de preparación). Son duplicados tomados inmediatamente después de una fase de chancado y cuarteo, que deben ser analizados en el mismo laboratorio, con diferente número, y en el mismo lote que la muestra original. Los duplicados gruesos se usan para evaluar el error de cuarteo o sub-muestreo.
- **Duplicados de pulpa:** (o duplicados internos). Son duplicados de muestras ordinarias previamente pulverizadas, que son enviados con diferente número al laboratorio primario para su análisis en el mismo lote analítico que las muestras originales. Estas muestras se utilizan para evaluar la precisión analítica del laboratorio.

- **Duplicados externos:** Son duplicados de muestras ordinarias previamente pulverizadas, que son reanalizados en el laboratorio secundario. Estas muestras son utilizadas para evaluar la exactitud analítica del laboratorio primario, de modo complementario a los estándares.

Tabla N° 6: Porcentaje de Inserción en Muestras de Control

Tipo de Muestra de Control	Frecuencia Inserción	Adecuado Inserción (%)
Muestras gemelas (duplicado de campo)	1 de 30 a 50	2 %
Duplicados gruesos	1 de 30 a 50	2 %
Duplicados de pulpa	1 de 30 a 50	2 %
Estándar bajo	1 de 20	
Estándar medio	alternadamente	2 %
Estándar alto		
Blancos gruesos	1 de 30 a 50	2 %
Blancos finos	1 de 30 a 50	2 %

Fuente: Simón, A. (2007) Control Sample Insertion Rate.

2.2.5 Horizontes de planificación

Los horizontes de planificación se definen como una herramienta para tratar la incertidumbre dentro del proceso minero, para aproximarse a la solución es necesario dividir el problema en los siguientes horizontes:

2.2.5.1 Planificación Largo Plazo

En el caso específico de las operaciones mineras a cielo abierto, la Planificación de Largo Plazo se define como el desarrollo de una secuencia de extracción de materiales

dentro del límite final del pit. El objetivo de definir una secuencia es encontrar la que permita lograr de la mejor forma posible los objetivos de producción y estratégicos de la compañía.

Para esto, se definen a grandes rasgos los pasos principales en la creación de un plan de producción en una operación a cielo abierto, los cuales deben ser aplicados de forma secuencial e iterativa, tratando de buscar un plan que sea óptimo de acuerdo a los objetivos planteados. (Manual Planificación Spence, 2009, p.6-7):

- Cálculo de la envolvente económica.
- Discretización en fases de extracción dentro de la envolvente -Diseño de rampas de acceso.
- Determinación de las tasas y secuencias de extracción -Restricciones de mezcla.
- Cálculo de leyes de corte óptimas.
- Selección y cálculo de equipos.
- Evaluación Económica.
- Declaración de reservas formales.

2.2.5.2 Planificación Mediano Plazo

El horizonte temporal de Planificación en el Mediano Plazo va de 1 a 2 años, la importancia principal es que este ejercicio compromete el presupuesto de operaciones. Se encarga de adaptar los modelos que sustentan la planificación de largo plazo y produce planes de producción que permiten conducir la operación a las metas de producción definidas. El resultado de esta planificación es utilizado para adaptar la definición de negocios de la mina.

2.2.5.3 Planificación Corto Plazo

Se definen los equipos y la logística para cumplir con la meta definida en el presupuesto de operaciones de la mina. En esta instancia de planificación es donde se deben analizar los recursos utilizados en la operación de la mina, sin embargo su rol más importante es la recopilación y utilización de la información operacional de modo de retroalimentar a la planificación de mediano plazo.

La planificación corto plazo define indicadores de modo de corregir los modelos que sustentan la planificación del largo plazo, el horizonte de tiempo a planificar comprende el diario, semanal, mensual y trimestral.

2.2.6 Plan de minado corto plazo

La programación del plan de minado a corto plazo aparece a continuación de los planes de largo plazo y se hace cargo de hacer operativos sus lineamientos. El horizonte de planificación puede ser de hasta dos años con un detalle mensual o incluso semanal. Mientras la planificación de largo plazo trabaja con bancos como unidad mínima, la programación de corto plazo utiliza una subdivisión de éstos como su unidad básica, llamada poligonal. Entonces, la programación del plan de minado a corto plazo, de forma mucho más detallada y desagregada, decide qué tonelaje extraer de cada poligonal, con cuál equipo será extraída cada poligonal y cuál es el destino de cada tonelada extraída (qué proceso, cuál stock, cuál botadero). Adicionalmente la programación del plan de minado a corto plazo también se hace cargo de las plantas, buscando maximizar su rendimiento mediante consideraciones sobre las distintas leyes de minerales y contaminantes, así como de otras características geológicas.

De esta manera, los resultados de los planes de largo plazo, se convierten en restricciones, parámetros y metas por cumplir para los programas del plan de minado a

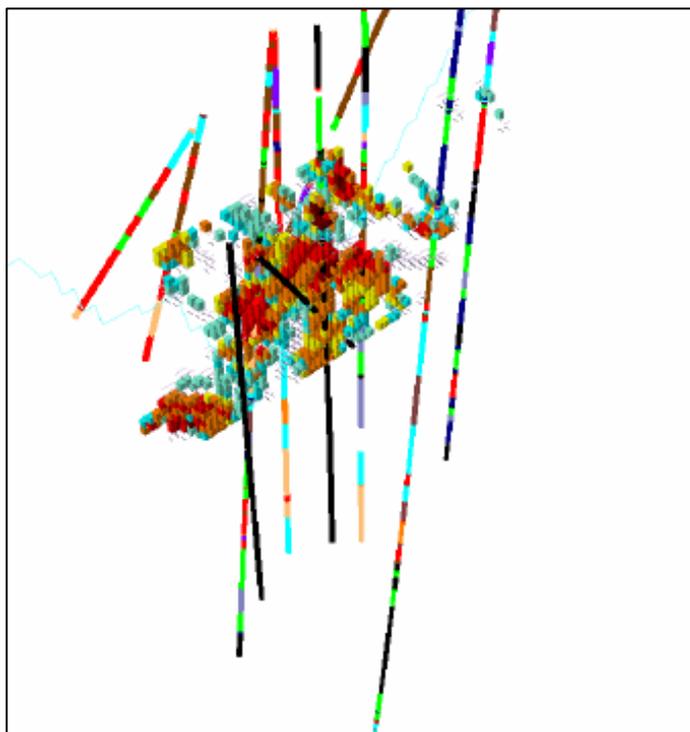
corto plazo, como, por ejemplo, las capacidades de planta, disponibilidades de equipo, expansiones y bancos a extraer en el horizonte de tiempo, metas de producción y leyes de mineral, entre otras. Se podrían definir las siguientes etapas del proceso de programación del plan de minado a corto plazo, de la siguiente forma:

- **Diseño:** Se diseñan las poligonales de cada uno de los bancos. Se determina también la ubicación las rampas, los puntos de explotación, caminos y accesos.
- **Secuenciamiento:** Se determina qué poligonales extraer, en qué orden, en qué periodo y con qué equipos. Se establece también la asignación de equipos por fase y sus mantenciones según los requerimientos ya establecidos. Así, se establecen los ritmos de extracción por fase y banco y los movimientos de mineral que se realizarán periodo a periodo.
- **Programación de Planta:** Se determina qué procesar y cuándo hacerlo, es decir, qué material extraído de cada poligonal se enviará a planta, a stock o a botadero. Así se define la mezcla o *blending* de mineral que será procesado. Esto depende de las características geológicas propias de cada poligonal y debe responder a los requerimientos definidos en el largo plazo como las leyes, cantidad de contaminantes, capacidad y llenado de planta.
- **Valorización:** Toda la operación de extracción y procesamiento en planta tiene asociados costos de insumos, recursos y manos de obra. Estos costos directos e indirectos deben ser cuantificados para determinar el beneficio final de la operación minera, con un detalle y precisión mucho mayor que la evaluación realizada en el largo plazo.

2.2.7 Modelo de Bloques

Los modelos de bloques son hoy una herramienta imprescindible a la hora de estudiar un yacimiento para cálculo de recursos geológicos y reservas mineras. Se basa en dividir la zona de estudio debajo de la superficie en paralelepípedos, cada uno de los cuales será un registro de una base de datos y tendrá las propiedades que necesitemos para nuestros cálculos y estudios como son litologías, densidades, datos de análisis, datos geotécnicos, datos hidrogeológicos, etc. La principal ventaja del modelo de bloques es su facilidad para un tratamiento informático del yacimiento, desde interpolaciones, simulaciones, algoritmos para cálculos de zonas económicas a cielo abierto o subterráneo, cubicaciones. (Castañón, 2005, p.15).

Figura N° 7: *Representación gráfica del modelo de bloques*



Fuente: Castañón C. control de leyes en las explotación de oro. 2005

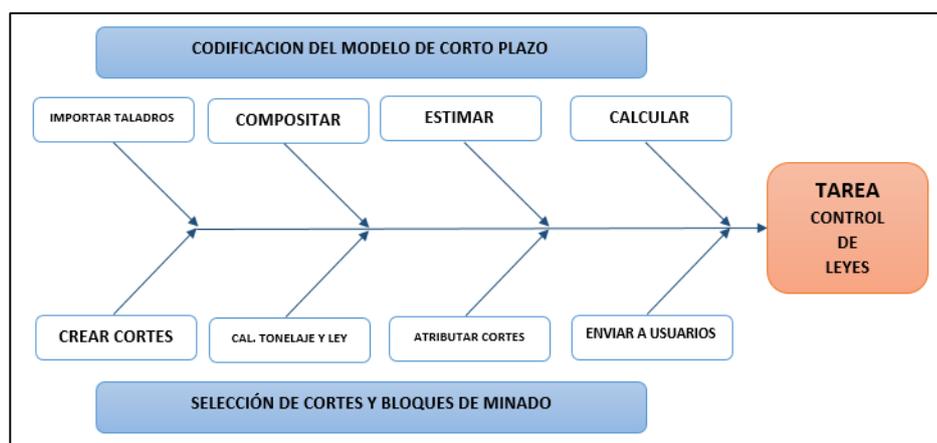
2.2.8 Control de leyes

El control leyes es la herramienta que nos apoya en la operación minera con la decisión de destino del material a minar; en otras palabras: ¿Dónde vamos a enviar la roca a minar? (Sotomayor, 2013, p.84).

A menudo este trabajo es el final de una enorme cantidad de trabajo realizado por los operadores de ore control, geólogos, ingenieros de planeamiento, perforistas y superintendentes. Es la decisión más importante en el proceso de minado. Una vez que el material ha sido asignado a un destino, es muy difícil revertir la decisión y si los cálculos no son precisos, lo más probable es que va a haber pérdida de mineral y la dilución se incrementará.

Para ser eficiente, el responsable del control de leyes bajo el proceso de ore control, debe tener en cuenta los muchos proveedores de datos así como los consumidores de datos, debido a que es un proceso cíclico que tiene el fin de planificar y ejecutar su parte de la operación, con las siguientes tareas:

Figura N° 8: Tareas del control de leyes-ore control



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista.

El proceso de selección mineral/estéril (o control de leyes) en una operación a cielo abierto es el punto de decisión más crítico en la mina. Esta decisión, que es típicamente

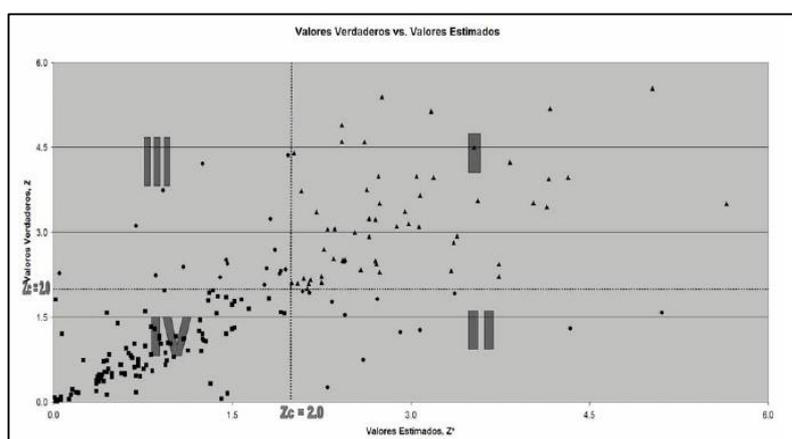
irreversible e irrevocable, es la que define la viabilidad final de la operación. Hacer un buen trabajo en el control de leyes ha salvado el cierre a muchas operaciones y ha llevado al éxito a muchas otras, los errores cometidos en este proceso no pueden ser compensados, además, por otro tipo de errores, como puede ser el caso de la estimación de recursos.

En el caso de operaciones de cielo abierto, ésta es generalmente una decisión diaria, y comúnmente basada en los análisis de las muestras de pozos de voladura (Blastholes), o de sondajes de aire reverso. (Rossi, 2009, p.69).

Para el modelo de bloques de corto plazo, el control de leyes se puede obtener con distintas metodologías de estimación. No todos los métodos son adecuados para minimizar los errores de clasificación, que son una de las fuentes de pérdidas económicas más grandes en una mina en operación.

Los métodos de estimación se clasifican aquí en convencionales, basados en alguna forma de krigeage, y basados en simulaciones condicionales geoestadísticas. Métodos basados en simulaciones condicionales resultan generalmente en una mejor clasificación de los bloques, con una correspondiente mejora económica que puede ser significativa. Esto es porque los métodos convencionales y el kriging sufren por su característica de suavizar los valores estimados.

Figura N° 9: Errores de Clasificación de Material



Fuente: Rossi, M & Baudino, M. Modelos de Corto y Mediano Plazo.

2.3 MARCO CONCEPTUAL

2.3.1 Detritus

El detritus es el material ya perforado y que queda depositado en la boca del pozo (taladro) en forma representativa de lo que tenemos debajo de nuestros pies. La información que nos puede entregar el detritus mediante el muestreo es muy valiosa ya que mediante pruebas podríamos determinar lo que nuestros ojos no pueden ver, podríamos determinar el tipo de material perforado, su ley y la ubicación para una planificación de la extracción.

2.3.1.1 Detritus muy fino:

Nos demuestra que los parámetros de la perforación no fueron adecuados, este material tipo polvillo nos refleja el poco peso aplicado a la broca y mucha rotación de perforación.

2.3.1.2 Detritus con buena granulometría:

Esto nos demuestra que el tipo de broca es la adecuada para el terreno y los parámetros fueron muy bien aplicados por el operador.

2.3.1.3 Detritus gredoso:

Terreno bastante complejo de perforar ya que requiere que la cantidad de agua inyectada sea la adecuada un leve exceso genera barro difícil de evacuar y presenta problemas de atrapamiento de barras.

La verdad es que existen más formas de analizar el detritus, pero estas son las más generales ya que las otras es preferibles verlas en el terreno mismo porque recordemos ningún pozo (Blastholes) es igual a otro y que a su vez esta pequeña partícula nos entrega tantos datos; y que nos permite replantearnos si estamos haciendo bien las cosas.

2.3.2 Muestra

Es una parte del lote o porción extraída de un conjunto por métodos que permiten considerarla como representativa del mismo, generalmente obtenida por la unión de varios incrementos o fracciones del lote, y cuyo objetivo es representar el lote en las operaciones subsecuentes. Sin embargo, una muestra no es cualquier parte del lote: su extracción debe respetar las reglas que la teoría de muestreo establece. Por lo tanto, su extracción debe ser equiprobable. (Alfaro, 2002, p.28).

Figura N° 10: Representación gráfica de la muestra de mineral



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

2.3.3 Equipo de muestreo Tubo

El Tubo de muestreo es un equipo que consiste en un tubo metálico galvanizado adaptado a la forma de un taladro diamantino con dos mangos que sirve para girar, Anexo F.

Figura N° 11: Equipo de muestreo Tubo



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

2.3.4 Equipo de muestreo Auger

El Auger es equipo roto perforador que consta de un taladro helicoidal metálico adaptado a un taladro eléctrico de mano, Anexo E.

Figura N° 12: Equipo de muestreo Auger



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

2.3.5 Dilución

La dilución tiene un papel crítico en las grandes minas a cielo abierto porque estas minas son comúnmente impulsadas por economías de escala y operan con márgenes de beneficio estrechos. Si la dilución es mayor que la planeada, los márgenes de beneficio pueden ser consecuencia de pérdidas innecesarios en los procesos mineros. La estimación de la dilución y de la pérdida de mineral es parte de cualquier operación minera en el caso de minas a cielo abierto, son impulsadas por las economías de escala que se logran a costa de menos selectividad en la discriminación del mineral ante del desmonte que depende del estilo de la interpretación geológica y del método de modelado del recurso mineral. Por ejemplo, si un stockwork de vetas mineralizadas es interpretado como una serie de zonas de minerales discretas y muy estrechas, la dilución, para un método de minería

dado, será mucho más alta que si las vetas mineralizadas son modeladas como un yacimiento diseminado y de baja ley. (Bertinshaw, 2007, p.13)

Las fuentes de dilución son diversas y se pueden dividir en cuatro tipos:

- **Dilución debido a la geometría:** Esta dilución se produce debido a la incompatibilidad entre la geometría y el funcionamiento del equipo de excavación y la geometría de los límites de mineral. Se relaciona con el tamaño de la cuchara de la excavadora, altura del banco, la veta y la profundidad del contacto de mineral.

Incluye material de desmonte tomado en los límites externos del cuerpo de mineralizado y desmonte internos dentro de zonas que son demasiado pequeñas para ser extraídas selectivamente.

- **Dilución debido a la incertidumbre en el conocimiento del límite del mineral in situ:** Esta dilución se produce debido a la incertidumbre o la falta de precisión en el muestreo y el ensayo, la interpretación geológica o la estimación de la ley. Es inherente al modelo de recursos minerales. Puede reducirse mediante métodos mejorados o un muestreo más detallado, pero nunca se puede eliminar por completo.
- **Dilución debido al movimiento de la voladura:** Es la mezcla del material que se produce como resultado del movimiento o desplazamiento del material durante la voladura. Es una consecuencia esperada de la voladura, pero es difícil de predecir o medir debido al gran número de variables que controlan la fragmentación de la explosión
- **Dilución debido a errores del proceso minero:** Esta dilución se produce en el momento de la minería y es, de alguna manera, una consecuencia no deseada de los procedimientos mineros. Incluye imprecisiones debido a un mal control de la prospección, fallas geotécnicas, excavaciones inexactas (error de operador),

camiones mal dirigidos, dispersión del material como base de carretera en los pisos del acarreo, etc.

La dilución y la pérdida de mineral tienen una influencia importante en el éxito de los proyectos mineros. Su impacto en los costos de producción, ingresos y tasa de producción exigen que se modelen correctamente en el plan de minado.

2.3.6 Ley de corte

Según Vásquez (1996) la ley de corte corresponde a la ley de un elemento que hace nulo el beneficio económico de extraer y procesar un bloque del modelo.

Cualquier bloque que se encuentre sobre esta ley de corte genera un beneficio positivo, denominándose mineral, mientras que cualquier bloque con una ley inferior a la ley de corte generará pérdidas, conociéndose como estéril. (p.96)

$$\text{Ley de Corte Crítica} = \frac{(\text{Costos Categoría I} + \text{Costos Categoría II})}{\text{Recuperación Global} \times (\text{Precio} - \text{Costos Categoría III})} \times 100$$

Dónde:

- Costos de Categoría I: Corresponden a los costos de material movido relacionados con la extracción del mineral, es decir los costos Mina, que incluyen los siguientes procesos:
 - Costos Directos: Perforación, tronadura, carguío, transporte, servicios de apoyo mina y administración.
 - Costos Indirectos: Depreciación de equipos.
- Costos de Categoría II: Corresponden a los relacionados con el proceso de planta del mineral (concentración y/o lixiviación etc.), además se incluyen costos administrativos, depreciaciones de equipos, etc.

- Costos de Categoría III: Corresponden a los costos relacionados con la venta del producto (fundición y refinación), en el cual se incluyen el transporte, seguros, créditos, penalizaciones por impurezas, etc.
- Recuperación Global: Corresponde al porcentaje de cobre fino recuperado de todos los procesos involucrados (Mina, planta y fundición).

De esta forma, es fácil observar que la ley de corte es variable en el tiempo debido a la sensibilidad que presenta frente a cambio en los factores anteriormente señalados. Además, existen otros parámetros que pueden modificarla, entre los que podemos destacar:

- **Capacidad de planta ociosa o colmada:** Un aspecto fundamental dentro de la operación minera, es mantener siempre en régimen la producción de la planta concentradora. Cuando por problemas de diversa naturaleza esto no ocurre, se puede recurrir a bajar la ley de corte con el objetivo de que sectores considerados estéril pasen a ser mineral, de forma que este nuevo mineral pueda ser enviado a planta y completar la capacidad de producción. En este mismo sentido Vásquez (1996); plantean que en muchas ocasiones es más rentable pasar menor ley por la planta, que dejar la planta ociosa, siempre y cuando, se justifique económicamente dicha acción. Por otra parte, si el escenario es opuesto al anterior y se aumenta la ley de corte, se generarán mayores beneficios, pudiendo compensar así las pérdidas provocadas por una planta ociosa.
- **Existencia de múltiples procesos:** La presencia de stocks permite flexibilizar el proceso, donde se puede destacar:
 - La realización de mezclas de material de forma de diluir altas leyes que la planta no es capaz de tratar, y que se transformarán en pérdidas de finos en el relave “aplanar perfil de leyes” (...).

2.3.7 Ley de mineral

Es la concentración de cada metal de mena en una muestra de roca, usualmente expresado en porcentaje en peso (Ej. 1,2% Cu). Si las concentraciones son muy bajas, como las de Au, Ag, Pt y otros, la concentración puede expresarse como gramos por tonelada (g/t). La ley promedio de un depósito se calcula sobre la base del promedio ponderado de ensayos de un gran número de muestras recolectadas el depósito (superficie, canales, sondajes, etc.) y a menudo usando procedimientos estadísticos sofisticados (Geoestadística) y su estimación será más exacta y confiable a mayor densidad de muestreo.

2.4 FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS

2.4.1 Hipótesis general

Optimizando el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes se define los planes de minado de corto plazo en Mina Toquepala.

2.4.2 Hipótesis específicas

- A. Con la determinación de la técnica metodológica de muestreo en blastholes más confiable se asegura la representatividad de los ensayos.
- B. Con la definición del modelo de leyes se logró la interpretación geológica de las zonas económicas.
- C. Se da el impacto económico de las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo.
- D. Con la definición de la secuencia de minado se logró el cumplimiento de los planes de producción semanal y diario de corto plazo.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 TIPO Y DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

3.1.1 Tipo de investigación

El enfoque del presente proyecto de tesis es del tipo **investigación tecnológica**; ya que según Carrasco (2007), señala que esta investigación está dirigida a descubrir y conocer que técnicas son más eficaces o apropiadas para operar, es decir, producir cambios o conservar los progresos alcanzados, así como perfeccionar las actividades productivas o manipular cualquier fragmento de la realidad.

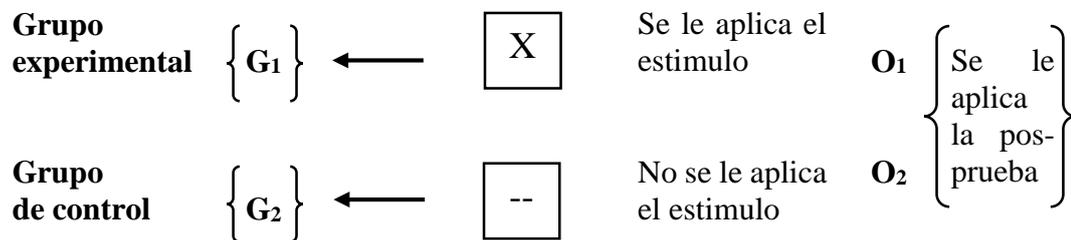
Este tipo de investigación se relaciona esencial, objetiva y metodológicamente con el nivel experimental de la misma, ya que en ambos casos se busca producir cambios cualitativos, mediante aplicación de nuevos sistemas, nuevos modelos o nuevas técnicas.
(p.45)

Asimismo es investigación tecnológica puesto que se realizaron muestreos en blastholes con las diferentes técnicas metodológicas en el cual se evaluó la confiabilidad de los equipos de muestreo, para luego asegurar la representatividad de los ensayos en la determinación del modelo de leyes; quien definió el diseño de secuenciamiento del plan de minado de corto plazo de las zonas económicas del polígono de minado mediante la evaluación económica del modelo de bloques y determinar la optimización del proceso de ore control.

3.1.2 Diseño de la investigación

Dado que el objetivo es Optimizar el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes para definir el plan de minado de corto plazo en Mina Toquepala, se recurrió a un diseño **experimental puro**, en opinión de Hernández y Fernández (1999) como se citó en Carrasco (2007) indica que son aquellos que reúnen los dos requisitos para lograr el control y la validez interna. (p.64) de nuestra investigación.

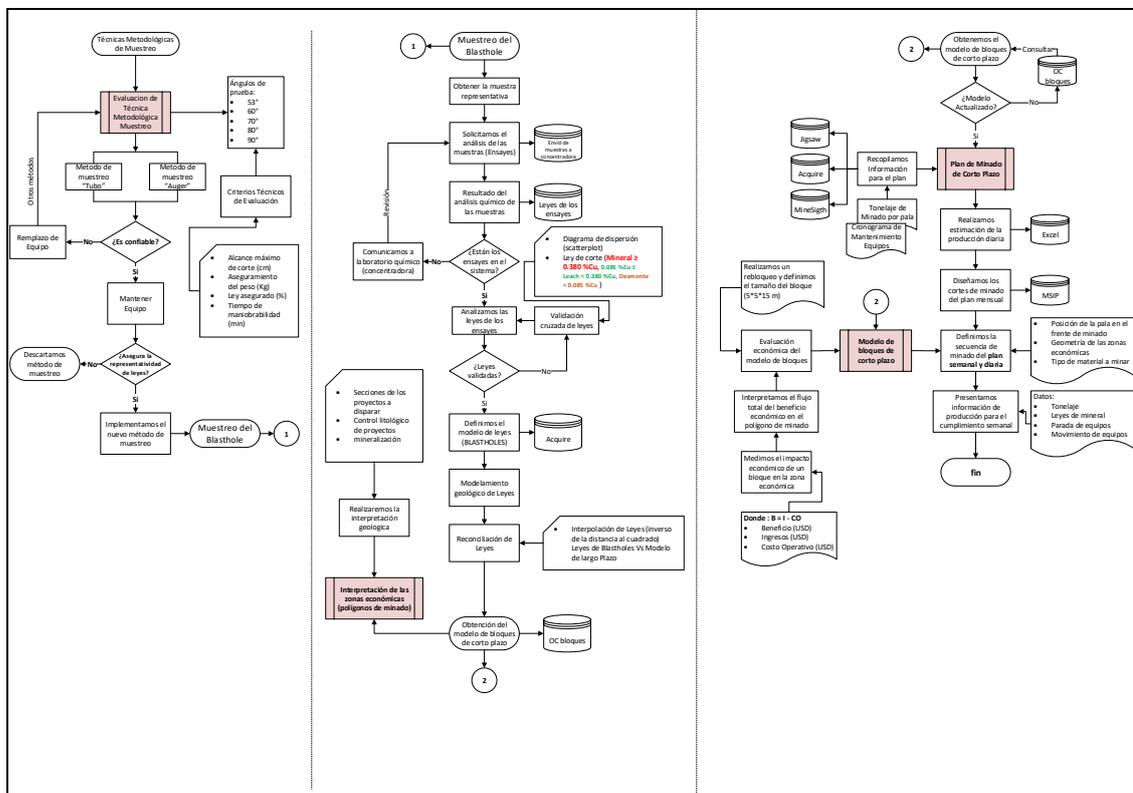
Donde el subtipo experimental es el **diseño con pos prueba únicamente y grupo de control** el que se aplica en esta investigación, el cual considera para la investigación dos grupos, a uno se le aplica el tratamiento experimental (grupo experimental) y al otro no (grupo de control). El mismo que se describe de la siguiente forma:



De tal forma que al aplicar el tratamiento experimental a la variable dependiente y al grupo de control no; se determinó la optimización del proceso de ore control para el plan de minado de corto plazo (modelo experimental y control) donde se realizó la evaluación de las técnicas metodológicas de muestreo en blastholes de una serie de muestreos ejecutados respecto a cinco ángulos de pruebas (53°, 60°, 70°, 80° y 90°) en los mismos blasthole del proyecto 3025208 del banco 3025 de la fase 04 utilizando dos métodos de muestreo diferentes (Auger y Tubo) en base a cuatro criterios técnicos de evaluación: alcance máximo de corte, cantidad de peso asegurado, porcentaje de ley asegurado y el

tiempo de maniobrabilidad; obteniendo así un modelo de leyes que represente las zonas económicas dentro el polígono de minado del respectivo banco a ser minado, para luego realizar la evaluación económica del modelo de bloques de corto plazo y la representación gráfica secuencial del plan de minado semanal y diario de un proceso de ore control optimizado con leyes reales y no estimados que influya en un plan de minado objetivo en el corto plazo de la mina.

Figura N° 13: Diagrama para la ejecución del diseño de la investigación



Fuente: Departamento de Ore control: Testista

3.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El nivel de la investigación es experimental, el cual responde a las preguntas: ¿qué cambios y modificaciones se han producido?, ¿qué mejoras se han logrado?, ¿cuál es la eficiencia del modelo?, etc.

Es la investigación que se realiza luego de conocer las características del fenómeno o hecho que se investiga y las causas que han determinado tales y cuales características, es decir, conociendo los factores que han dado origen al problema, entonces se le puede dar un tratamiento metodológico. En este nivel se aplica un nuevo sistema, modelo, tratamiento del programa, método o técnicas para mejorar o corregir la situación problemática, que ha dado origen al estudio de investigación. (Carrasco, 2007, p.42)

Por lo tanto en la presente investigación se analizó el nivel de confiabilidad de las técnicas metodologías de muestreo en blastholes para lograr la eficiencia en asegurar la representatividad de los ensayos en la determinación del modelo de leyes quien definió las zonas económicas del polígono de minado mediante la evaluación económica del modelo de bloques, aplicando los cuatro criterios técnicos e evaluación, en el cual se determinó el método de muestreo adecuado para optimizar el proceso de ore control y definir el diseño de secuenciamiento del plan de minado de corto plazo.

3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN

3.3.1 Población

La población se define como un conjunto de todos los elementos que estamos estudiando, acerca de los cuales intentamos sacar conclusiones. (Levin y Rubin, 1996, p.20).

Por tanto, la población de estudio de la presente investigación está conformada por 2 proyectos (mallas de perforación) distribuidas en zonas de mineral, lixiviable y desmante con un total de 600 blastholes perforados por 4 perforadoras de producción de las marcas BUCYRUS y 1 pala P&H que están constituidas en el banco 3025 de la fase 04.

Tabla N° 7: Distribución del Tamaño de la Población

Estrato de la Población			Tamaño de la Población			
Área	Banco	Equipos	Zonas	Proyectos	Población	% Población
Fase 04	3025	01 Pala	Mineral	3025208	320	100 %
		04 Perforadoras	Lixiviable Desmante	3025109	280	100 %

Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

3.3.2 Muestra

La muestra es definida por Fortin (1999) como un subconjunto de una población o grupo de sujetos que forman parte de una misma población (p.160). En ese mismo sentido, Pineda, Alvarado y Hernández (1994) señalan que es un subconjunto de la población en que se llevara a cabo la investigación con el fin posterior de generalizar los hallazgos del todo (p.108).

En esta investigación se utilizó el método de muestreo probabilístico estratificado, en el cual, de acuerdo con Arias (2012) consiste en dividir la población en subconjuntos cuyos elementos posean características comunes, es decir, estratos homogéneos en su interior. Posteriormente se hace la escogencia al azar en cada estrato (p.84). Es por ello que el proyecto 3025208 del banco 3025 fue escogido puesto que es un nuevo frente de minado, en el cual nos dará el tiempo suficiente para medir, evaluar e analizar el comportamiento de nuestros datos para llegar a nuestro objetivo principal de la investigación, antes que se inicie las operaciones según el plan de minado.

Tabla N° 8: *Distribución del Tamaño de la Muestra*

Área	Estrato de la Muestra			Tamaño de la Muestra		
	Banco	Equipos	Zonas	Proyectos	Muestra	% Muestra
Fase 04	3025	01 Pala	Mineral	3025208	320	100 %
		02 Perforadoras	Lixiviable			

Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

3.4 TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Falcón y Herrera (2005) se refiere a la técnica de recolección de datos como “el procedimiento o forma particular de obtener datos o información (...) la aplicación de una técnica conduce a la obtención de información, la cual debe ser resguardada mediante un instrumento de recolección de datos” (p.12).

La técnica de recolección de datos que se utilizó en la presente investigación fue la de *observación estructurada, regulada y análisis documental* de medición numérica que estará a cargo del investigador.

3.5 INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Según Sabino (1992), un instrumento de recolección de datos es cualquier recurso de que pueda valerse el investigador para acercarse a los fenómenos y extraer de ellos información. De este modo el instrumento sintetiza en si toda la labor de la investigación, resume los aportes del marco teórico al seleccionar datos que corresponden a los indicadores y, por lo tanto, a las variables o conceptos utilizados (p.88)

Los instrumentos utilizados para la observación estructurada, regulada y análisis documental fueron:

- **Ficha de reporte de operaciones mina:**
 - Rendimientos de equipos
 - Disponibilidad de equipos (%DM y %DU)
 - Programa de Mantenimiento de equipos (PM)
- **Fichas de reporte de ingeniería-Corto plazo:**
 - Diseño del plan de minado mensual
 - Diseño del plan de minado semanal
 - Movimientos de equipos de carguío y perforación.
 - Simulación de ley y tonelaje a cumplir día-mensual
- **Fichas de reporte de geología-Ore control:**
 - Avance de minado de los equipos
 - Cuadro de producción por tipo de material.
 - Estimado de ley a cumplir, día-mensual.
 - Leyes del Muestreo de blastholes
 - Graficas Control QA/QC
 - Diseño de polígonos de minado
 - Zonificación y mapeos geológico.
- **Ficha de reporte de Laboratorio metalúrgico:**
 - Cuadro de muestras por analizar.
 - Cuadro de muestras analizadas.
 - Cuadro de Ensayes de las muestras de blastholes.

3.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS

La técnica que se utilizó para el procesamiento de datos es la *estadística descriptiva* para el análisis e interpretación de los criterios técnicos de evaluación al que fueron sometidos ambas técnicas metodológicas de muestreo en blastholes; *modelamiento geológico tridimensional* para validar las leyes de ensayos y definir el modelo de leyes de los blastholes mediante métodos matemáticos del inverso de la distancia y el *plan minero* para la evaluación económica de las leyes y el diseño computacional del mismo.

3.7 HERRAMIENTAS PARA EL PROCESAMIENTO DE DATOS

Para llevar a cabo el análisis documental de la recolección de datos para la presente investigación se realizó en cuadros y gráficos estadísticos del programa Microsoft Office Excel 2013 y el software minero MineSight 9.5 esto bajo la supervisión de la contratista encargado del muestreo de blastholes (Tesista), realizando previa coordinación con el Ingeniero geólogo de ore control, aseguramiento y control de calidad QA/QC, Ingeniero de operaciones mina e Ingeniero de planeamiento a corto plazo; todo esto para la aplicación de los protocolos y procedimientos técnicos de mina.

3.8 VARIABLES

3.8.1 Variable independiente

Las técnicas metodológicas de muestreo en blastholes.

3.8.2 Variable dependiente

La optimización del proceso de ore control para el plan de minado de corto plazo.

3.9 MATRIZ DE CONSISTENCIA

El desarrollo de la matriz de consistencia para el proyecto de investigación lo desarrollamos en el Anexo D.

PROBLEMA	OBJETIVOS
<p>Problema General: ¿Cómo optimizar el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes para definir el plan de minado de corto plazo en Mina Toquepala?</p>	<p>Objetivo General: Optimizar el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes para definir el plan de minado de corto plazo en Mina Toquepala.</p>
<p>Problemas Específicos:</p> <p>A. ¿Cómo determinar que técnica metodológica de muestreo es la más confiable para asegurar la representatividad de los ensayos en el muestreo de blasthole?</p> <p>B. ¿Cómo definir el modelo de leyes para la interpretación geológica de las zonas económicas?</p> <p>C. ¿Cómo evaluar el impacto económico que ocasiona las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo?</p> <p>D. ¿Cómo definir la secuencia de minado para el cumplimiento de los planes de producción semanal y diario de corto plazo?</p>	<p>Objetivos Específicos:</p> <p>A. Determinar que técnica metodológica de muestreo es la más confiable para asegurar la representatividad de los ensayos en el muestreo de blastholes.</p> <p>B. Definir el modelo de leyes para la interpretación geológica de las zonas económicas.</p> <p>C. Evaluar el impacto económico que ocasiona las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo.</p> <p>D. Definir la secuencia de minado para el cumplimiento los planes de producción semanal y diario de corto plazo.</p>
<p>MÉTODO Y DISEÑO</p> <p>Método: Se aplicaran los principios del método científico.</p> <p>Diseño: Se utiliza el método experimental puro, con el subtipo con pos prueba únicamente y grupo de control.</p>	<p>POBLACIÓN Y MUESTRA</p> <p>Se trabajará con la población descrita en el proyecto de investigación que viene a ser los 320 blastholes presentes en el proyecto de perforación 3025208 del banco 3025 de fase 04 de la Unidad minera Toquepala.</p>

Fuente: Departamento de Ore control y Planeamiento: Tesista

HIPÓTESIS

Hipótesis General:

Optimizando el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes se define los planes de minado de corto plazo en Mina Toquepala.

Hipótesis Específica:

- A. Con la determinación de la técnica metodológica de muestreo más confiable en blastholes se asegura la representatividad de los ensayos.
- B. Con la definición del modelo de leyes se logró la interpretación geológica de las zonas económicas
- C. Se da el impacto económico de las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo.
- D. Con la definición de la secuencia de minado se logró el cumplimiento de los planes de producción semanal y diario de corto plazo.

VARIABLES E INDICADORES

Variable Independiente:

Técnicas metodológicas de muestreo en blastholes.

Contenido teórico:

- Método de muestreo con equipo Auger.
- Método de muestreo con equipo Tubo.

Variables Dependientes:

Optimización del proceso de ore control para definir el plan de minado de corto plazo.

Criterios técnicos de evaluación para el ore control:

- Alcance máximo de corte (cm)
- Aseguramiento del peso (Kg)
- Leyes de ensaye (%)
- Maniobrabilidad (minutos)

Evaluación técnicas para el plan de minado de corto plazo:

- Modelo de leyes (%)
- Zonas económicas (mineral, lixiviable, desmonte).
- Diseño de los polígonos de minado. (Ton)
- Beneficio económico de bloques (USD).
- Programa semanal de producción (Ton/día).
- Topografía actualizado (avance/día)
- Cortes de minado (contenido metálico)

TÉCNICAS E INSTRUMENTOS

Técnicas: Observación, estadística descriptiva.

Instrumentos: Ficha de reportes de operación, ingeniería mina (corto plazo), geología mina (ore control), laboratorio metalúrgico.

EVALUACIÓN ESTADÍSTICA:

Se precisara la medición, análisis e interpretación de las técnicas metodológicas de muestreo en blastholes, así como la evaluación económicas del modelo de bloques en base a los instrumentos presentados para la optimizar el proceso de ore control.

Fuente: Departamento de Ore control y Planeamiento: Tesista

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 GENERALIDADES

El presente capítulo lo iniciamos con la medición, análisis e interpretación estadística de los cuatro criterios técnicos de evaluación; con el que se determinó que técnica metodológica de muestreo en blastholes es la más confiable para asegurar la máxima representatividad de las leyes de ensayes; para luego definir el modelo de leyes en base a las leyes obtenidas en el muestreo de blasthole, lo cual sirvió para la interpretación geológica de las zonas económicas dentro del polígono de minado donde se evaluó el beneficio económico de estas respecto al modelo de bloques de corto plazo; ya que estos son requisitos importantes para el cumplimiento del plan de producción semanal y diario, así como para la secuencia de extracción de los cortes planificados en el plan de minado de corto plazo.

4.2 MEDICIÓN DE LAS TÉCNICAS METODOLÓGICAS DE MUESTREO

En esta sección se detalla la medición de los datos obtenidos en mina según los criterios técnicos de evaluación, como el alcance máximo de corte (Amc), el peso de la muestra asegurado (Pma), la ley de ensaye asegurado (Lea) y el tiempo de maniobrabilidad (Tm); estos datos son procesados en gabinete para determinar las mediciones promedios de los métodos de muestreo con Equipo Auger y Tubo.

A continuación, se muestran los datos obtenidos en mina para la evaluación de las técnicas metodológicas de muestreo en blastholes, los cuales son:

Tabla N° 9: Datos medidos para determinar el alcance máximo de corte

Banco	Proyecto	Ángulo Inserción	Equipo Tubo	Equipo Auger
			Corte Promedio (cm)	Corte Promedio (cm)
3025	3025208	53°	11.99	29.27
3025	3025208	60°	24.97	34.99
3025	3025208	70°	23.03	33.00
3025	3025208	80°	18.00	30.85
3025	3025208	90°	20.03	29.99

Fuente: Departamento de Geología: Tesista

Tabla N° 10: Datos medidos para determinar el peso de muestra asegurado

Banco	Proyecto	Ángulo Inserción	Equipo Tubo	Equipo Auger
			Peso Promedio (Kg)	Peso Promedio (Kg)
3025	3025208	53°	7.97	6.22
3025	3025208	60°	15.59	10.81
3025	3025208	70°	14.75	10.54
3025	3025208	80°	11.53	13.14
3025	3025208	90°	12.83	14.38

Fuente: Departamento de Geología: Tesista

Tabla N° 11: *Datos medidos para determinar las leyes de ensayos en mineral*

Banco	Proyecto	Ángulo Inserción	Equipo Tubo			Equipo Auger		
			Ley de Ensaye			Ley de Ensaye		
			%CuT	%Mo	%IS	%CuT	%Mo	%IS
3025	3025208	53°	0.899	0.0613	12.23	0.937	0.0623	12.32
3025	3025208	60°	0.915	0.0508	11.57	0.946	0.0518	11.66
3025	3025208	70°	0.890	0.0478	11.62	0.898	0.0488	11.71
3025	3025208	80°	0.811	0.0500	13.01	0.823	0.0510	13.10
3025	3025208	90°	0.811	0.0489	13.74	0.842	0.0499	13.83

Fuente: Departamento de Geología: Tesista

Tabla N° 12: *Datos medidos para determinar las leyes de ensayos lixiviables*

Banco	Proyecto	Ángulo Inserción	Equipo Tubo			Equipo Auger		
			Ley de Ensaye			Ley de Ensaye		
			%CuS	%Mo	%IS	%CuS	%Mo	%IS
3025	3025208	53°	0.072	0.0011	22.91	0.096	0.0016	23.05
3025	3025208	60°	0.064	0.0008	12.34	0.091	0.0013	22.88
3025	3025208	70°	0.076	0.0010	11.86	0.070	0.0017	21.71
3025	3025208	80°	0.075	0.0009	13.65	0.080	0.0013	22.50
3025	3025208	90°	0.044	0.0009	14.73	0.072	0.0014	27.34

Fuente: Departamento de Geología: Tesista

Tabla N° 13: *Datos medidos para determinar el tiempo de maniobrabilidad*

Banco	Proyecto	Ángulo Inserción	Equipo Tubo	Equipo Auger
			Tiempo Promedio (min)	Tiempo Promedio (min)
3025	3025208	53°	01:37	02:07
3025	3025208	60°	01:36	02:08
3025	3025208	70°	01:35	02:08
3025	3025208	80°	01:33	02:08
3025	3025208	90°	01:35	02:07

Fuente: Departamento de Geología: Tesista

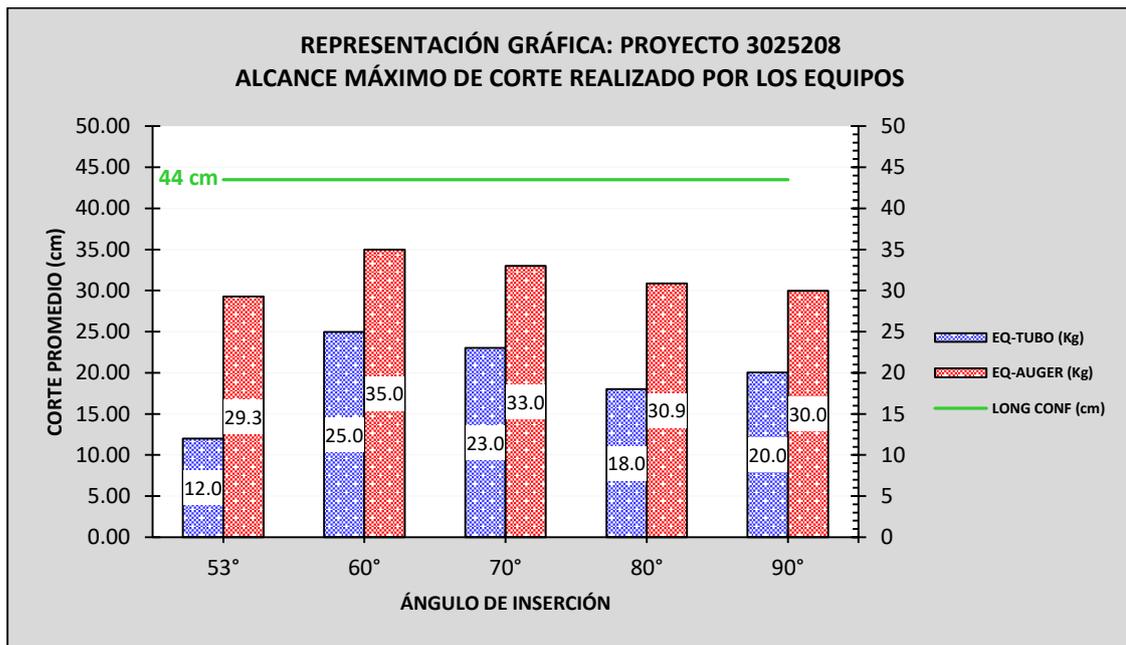
4.3 ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS CRITERIOS TÉCNICOS DE EVALUACIÓN

Para analizar e interpretar los distintos resultados obtenidos en la medición realizada a las técnicas metodológicas de muestreo; se realizó a un total de 320 blastholes del proyecto 3025208 del yacimiento en estudio, aplicando el programa Excel.

A continuación se analiza e interpreta los indicadores estadísticos de los datos medidos para los métodos de muestreo con *Equipo Auger y Tubo* de las Tablas del capítulo anterior.

4.3.1 Análisis e interpretación estadística para el alcance máximo de corte

Figura N° 14: Alcance máximo de corte insertado al blasthole



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista.

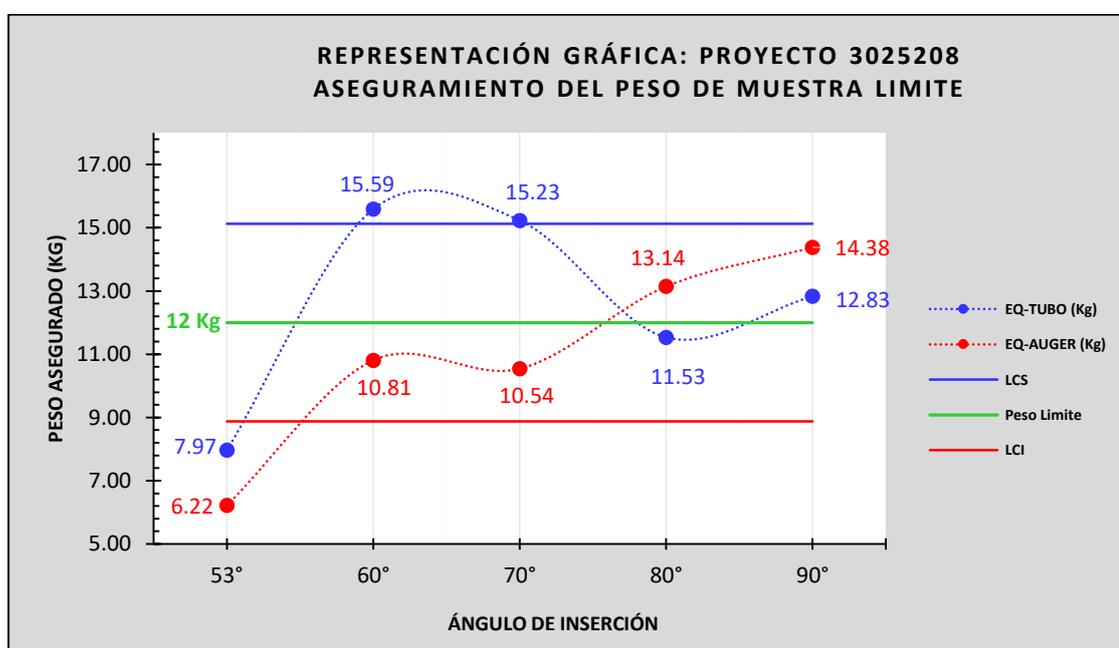
En la Figura N° 14: Del análisis a los gráficos se desprende que; quien mantiene un mejor alcance a la longitud total del cono (44.0 cm = 100%, anexo J) es el Equipo Auger con un alcance máximo de corte del 80.5 % y un sesgo de -19.5 % respecto al Equipo

Tubo con un 52.8 % de alcance y un sesgo de -47.2% cuando el ángulo de inserción se encuentra entre 60°-70°; con una longitud promedio de 34.0 y 24.0 cm respectivamente.

Por lo tanto de la comparación de diferencias entre los resultados obtenidos; podemos decir que los resultados son aceptables para el Equipo Auger por tener un mejor alcance y un menor sesgo de corte.

4.3.2 Análisis e interpretación estadística para el peso

Figura N° 15: Aseguramiento del peso de la muestra en blasthole



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista.

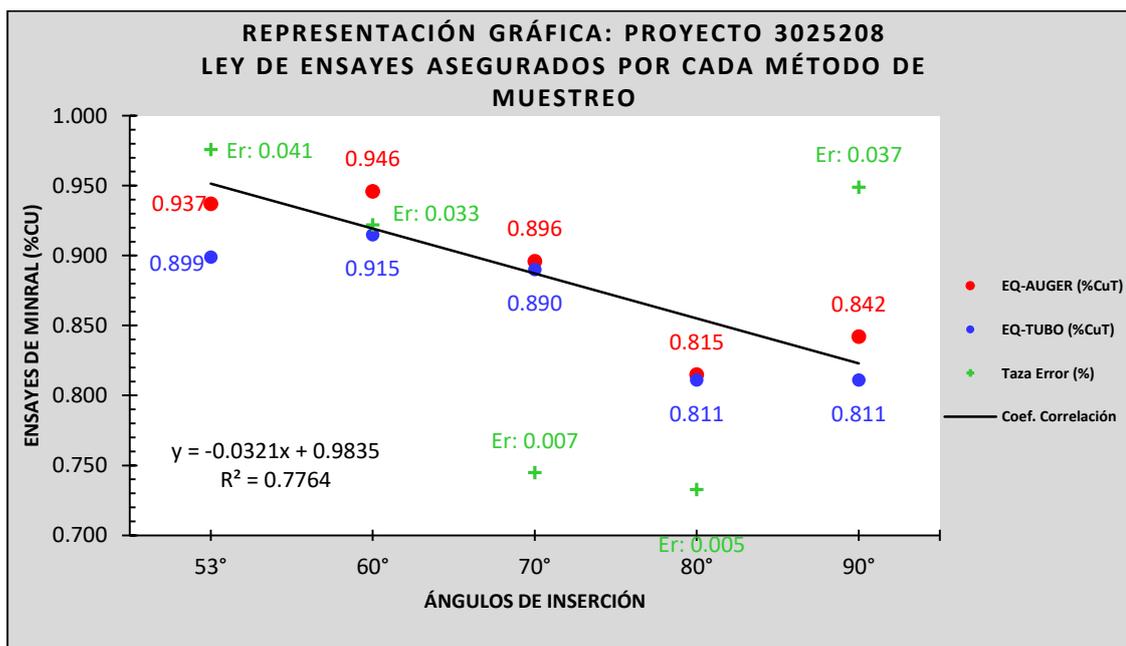
En la Figura N° 15: Del análisis a los gráficos se aprecia; que todos los valores de los pesos asegurados por el Equipo Auger se encuentran dentro de los límites de control y aceptación para un peso límite de 12 Kg con un sesgo de -10% equivalentes a 1.19 Kg por asegurar; mientras que para el Equipo Tubo encontramos valores fuera de los límites de control teniendo sesgos de +30% equivalentes a 3.5 Kg de muestra excedente cuando los ángulos de inserción se encuentran entre 60°-70°. También podemos mencionar que los resultados para el Equipo Auger refieren una muy buena correlación con relación al

ángulo de inserción con promedios de 11.0 kg, lo que contrariamente ocurre con el Equipo Tubo con hasta 15.32 Kg de muestra asegurado.

4.3.3 Análisis e interpretación estadística para las Leyes de ensayos

Cabe mencionar que para analizar las leyes de los ensayos del proyecto 3025208 se tiene definido un *cut-off* de mina (Tabla N° 14) que nos ayudó a definir las *zonas mineralizadas* del proyecto, los cuales nos permitió analizar e interpretar por separado con el objetivo de no alterar las correlaciones correspondientes entre las distintas muestras con leyes de mineral y lixiviable respecto a los ángulos de inserción establecido.

Figura N° 16: Ley de Ensayes Asegurado en blasthole para zonas de mineral



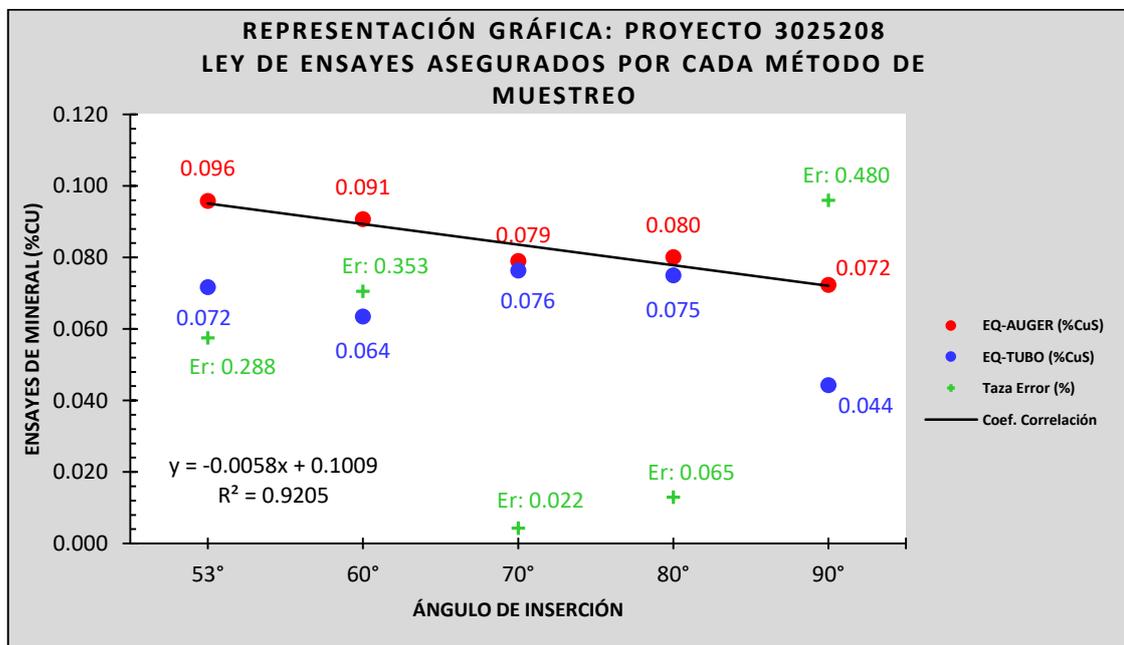
Fuente: Departamento de Ore control: Tesista.

En la Figura N° 16: Del análisis a los gráficos se desprende que la distribución de las leyes obtenidos para el Equipo Auger y el tubo refieren una correlación negativa entendiéndose que estas dependen del ángulo de inserción al cual son sometidos, por lo

tanto considerando que el R2 es 0.80 y es una correlación negativa; determinamos que la distribución de las leyes en el cono del blasthole no es homogéneo.

Cabe mencionar que el mejor escenario para poder obtener leyes representativas es cuando el ángulo de inserción se encuentra entre 70°-80° por presentar la tasa de errores más baja 0.009% y 0.015% con leyes promedio de 0.898 y 0.890 %CuT entre ambos equipos de muestreo.

Figura N° 17: Ley de Ensayes Asegurado en blasthole para zonas lixiviables



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista.

En la Figura N° 17: De igual manera para el análisis de los gráficos se observa que la distribución de las leyes obtenidos para el Equipo Auger y el tubo refieren una correlación negativa entendiéndose que estas dependen del ángulo de inserción al cual son sometidos, por lo tanto considerando que el R2 es 0.92 y es una correlación negativa; determinamos que la distribución de las leyes en el cono del blasthole no es homogéneo.

Donde el mejor escenario para poder obtener leyes representativas es cuando el ángulo de inserción se encuentra entre 70°-80° por presentar leyes promedio de 0.079 %CuT

para el Equipo Auger respecto al Equipo Tubo con 0.076 %CuS con la tasa de error más bajo 0.022%.

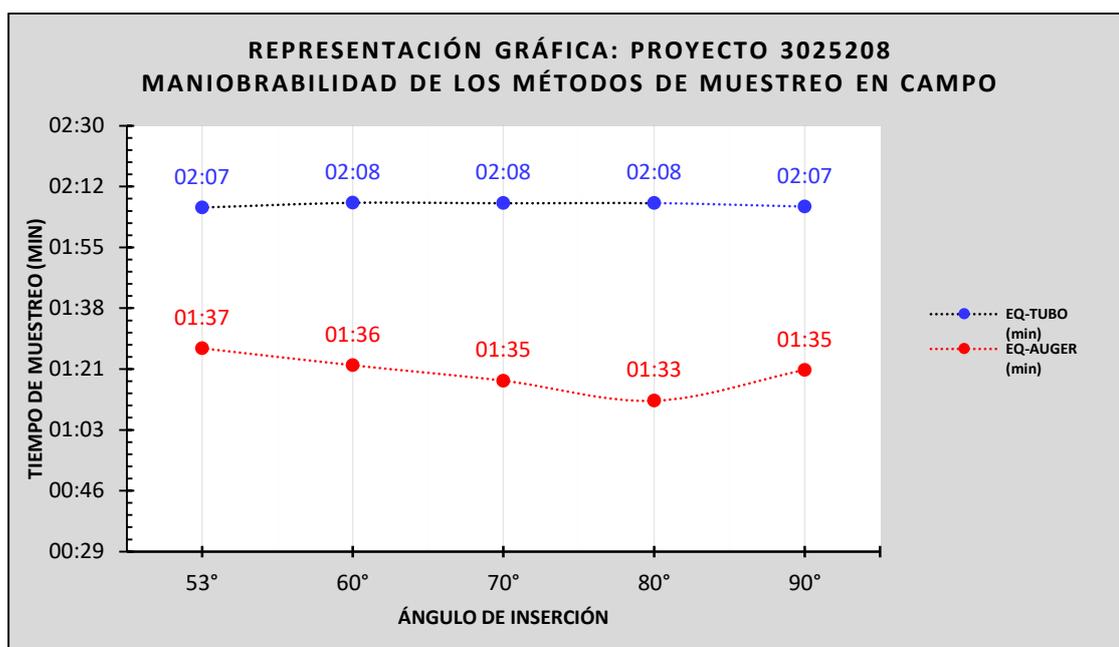
Tabla N° 14: Cut Off por tipo de material

Tipo de material	Ley (%Cu)
Mineral	$Cu \geq 0.380$
Lixiviable	$0.085 \leq Cu < 0.380$
Desmante	$Cu < 0.085$

Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

4.3.4 Análisis e interpretación estadística para el tiempo de maniobrabilidad

Figura N° 18: Tiempo de maniobrabilidad de los equipo de muestreo en blastholes



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

En la Figura N° 18: Del análisis a los gráficos se concluye que, el tiempo de maniobrabilidad de los Equipo Auger y Tubo no depende de los ángulos de inserción al que son sometidos, sino de sus propias características mecánicas de cada equipo. También podemos denotar que el Equipo Auger asegura la muestra en un tiempo promedio de 1min: 35seg esto por 230 muestras al día sería 4h: 39min, mientras que el

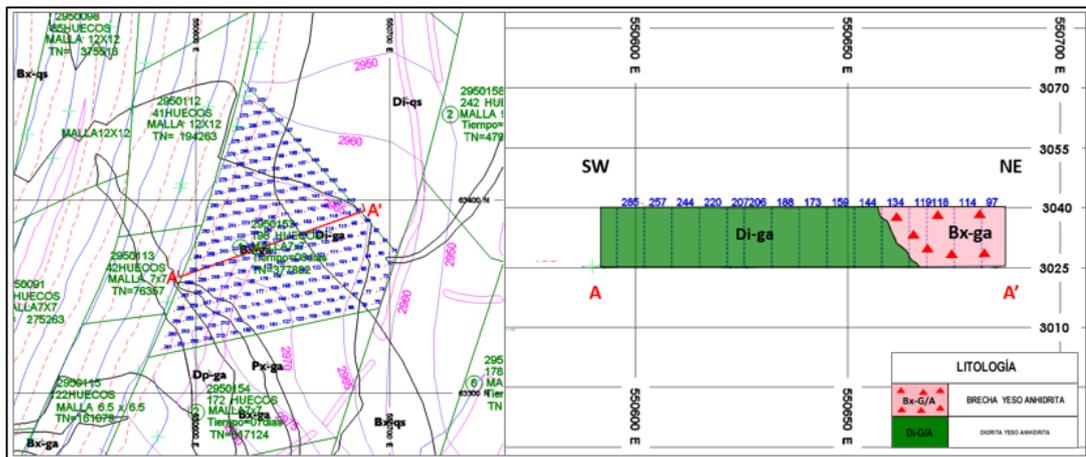
Equipo Tubo se demora 8h: 05min con un tiempo promedio de 2min:07seg; por lo tanto se sabe que técnica metodológica de muestreo es la más óptima en cuestión de tiempos de aseguramiento de la muestra al cortar los cuatro puntos del cono de blasthole.

4.4 ANÁLISIS GEOLÓGICO DE LAS ZONAS ECONÓMICAS

4.4.1 Interpretación geológica

Para el diseño de los polígonos de minado del proyecto en estudio; se define como principal criterio de interpretación el control litológico, ya que en muchos casos la mineralización se encuentra asociada a ciertos dominios o unidades geológicas que determina la correlación mineralógica de las zonas económicas; por lo cual resulta clave entender el proceso de mineralización y formación de un yacimiento del tipo pórfido de cobre.

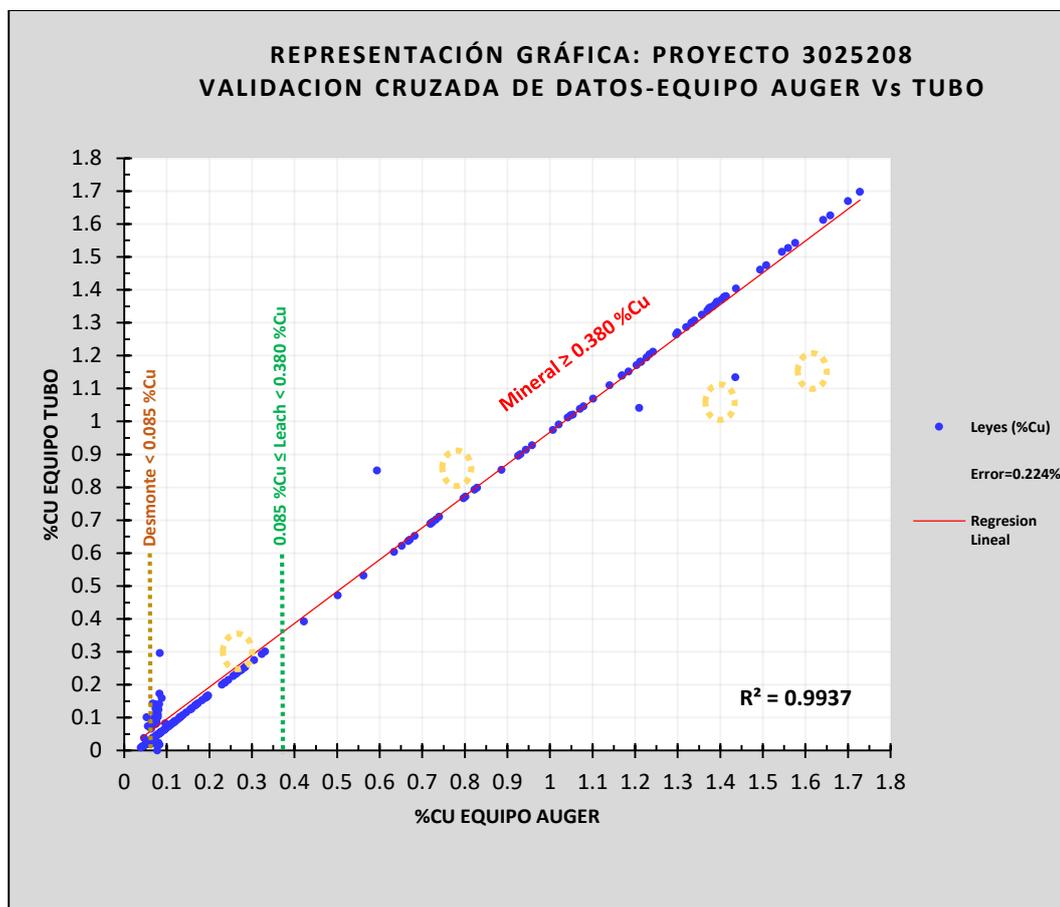
Figura N° 19: Sección para la interpretación geológica proyecto 3025208



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

4.4.2 Análisis de las leyes de ensaye para la definición del modelo de leyes

Figura N° 20: Diagrama de dispersión del modelo de leyes



En la Figura N° 20: Del análisis al diagrama de dispersión se determina qué; al realizar una validación local de las leyes de ensayes entre ambos equipos de muestreo en blastholes se tiene una correlación buena de 0.99; identificándose altos erráticos (círculos amarillos) con una tasa error promedio de 0.224% uno respecto del otro respectivamente, por lo que se trabajó con la ley media de estas. En base a este análisis visual se decidió establecer tres posibles zonas económicas: dos polígonos de mineral con leyes media 1.450 y 0.750 %Cu respectivamente y un polígono lixiviable de 0.250 %Cu; esto según la clasificación del cut-off por tipo de material, Tabla N° 14.

4.4.3 Análisis de la media ponderada para la reconciliación de leyes

Para la reconciliación de leyes del presente proyecto de estudio se comparó los resultados de interpolar los datos del modelo de leyes obtenidos de los blastholes versus el modelo de recursos de largo plazo mediante la técnica de inverso de la distancia utilizando un elipsoide de búsqueda elevando a la potencia 2 de una forma sencilla y rápida.

Según Alfaro (2002); Este método sirve para realizar estimaciones locales el cual consiste en ponderar las muestras cercanas al punto a estimar por el inverso de la distancia elevado a alguna potencia, en general, entre 1 y 2.(p.53).

Ejemplo de interpolación de leyes para la reconciliación de bloques MCP

1. Datos:

- $Z_1 = 0.940$, $d_1 = 7.0 m$
- $Z_2 = 0.460$, $d_2 = 5.40 m$
- $Z_3 = 0.550$, $d_3 = 11.20 m$
- $Z_4 = 0.720$, $d_{14} = 3.30 m$

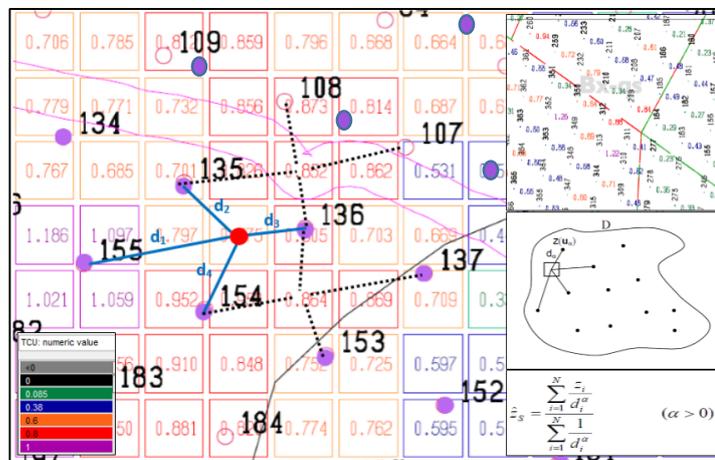
2. Por formula se tiene:

$$\hat{z}_s = \frac{\sum_{i=1}^N z_i}{\sum_{i=1}^N \frac{1}{d_i^\alpha}} \quad (\alpha > 0)$$

Para: $\alpha = 2$

$$Z_s = \frac{\frac{1}{7^2} \times 0.940 + \frac{1}{5.4^2} \times 0.460 + \frac{1}{11.2^2} \times 0.550 + \frac{1}{3.3^2} \times 0.720}{\frac{1}{7^2} + \frac{1}{5.4^2} + \frac{1}{11.2^2} + \frac{1}{3.3^2}} = 0.730 \%Cu$$

Figura N° 21: Reconciliación de leyes por inverso de la distancia



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

En la Figura N° 21, se observa cómo es que el modelo de leyes interactúa mediante el IDW2, para determinar la ley final del modelo de bloques de corto plazo, con el que finalmente se realizan los planes de minado semanal por el área de planeamiento.

Figura N° 22: Diagrama de dispersión para la reconciliación de leyes

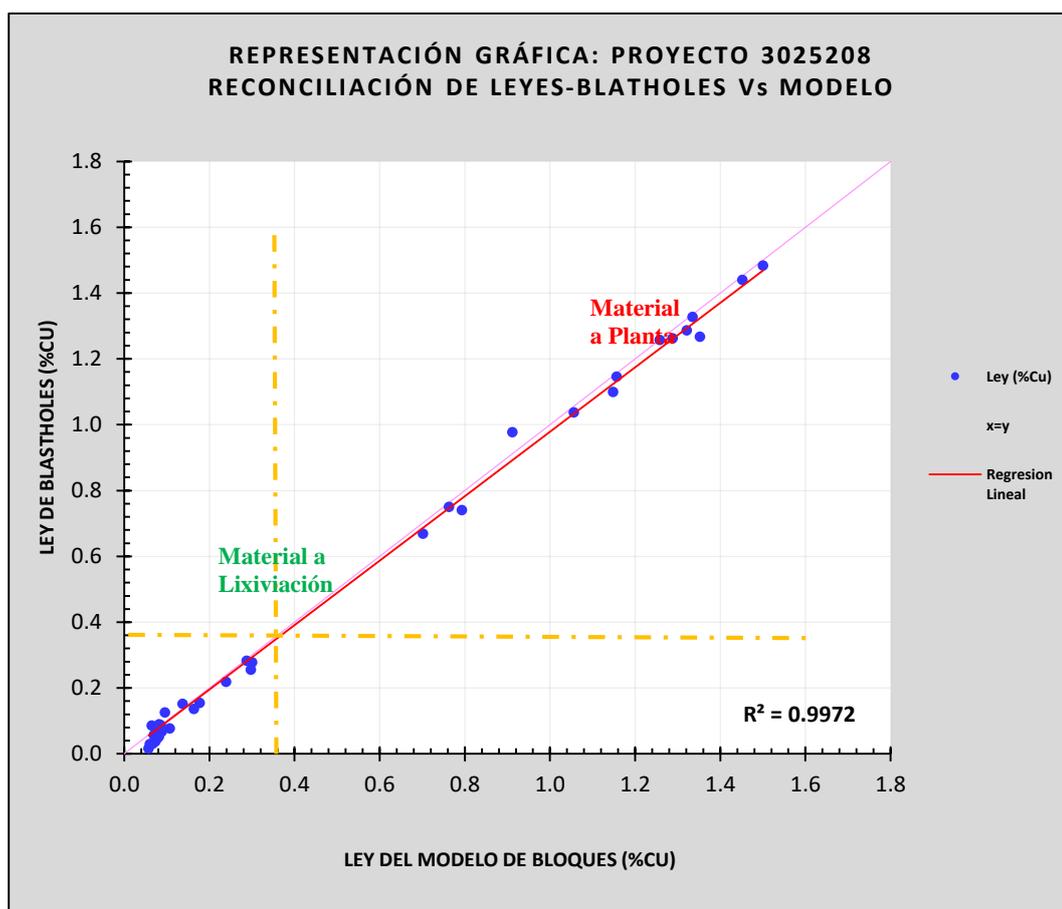
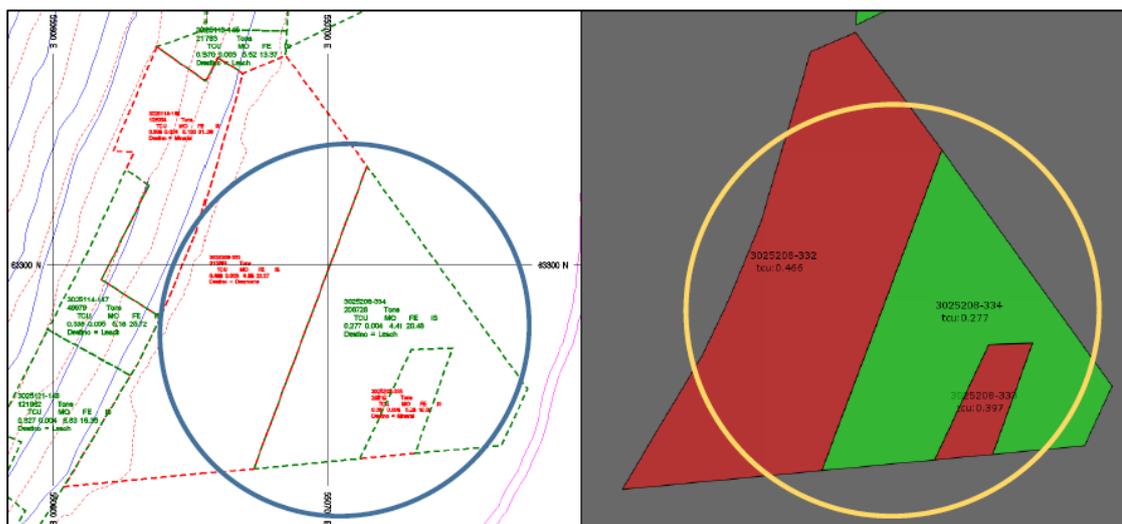


Figura N° 22: El gráfico de dispersión de las leyes en blasthole vs modelo de bloques, nos representa una correcta clasificación de las zonas económicas guardando una correlación de 0.99; donde las líneas amarillas representan la ley de corte mínima para material lixiviable entre los rangos de $0.085 \%Cu \leq \text{Leach} < 0.380 \%Cu$, y mineral con leyes $\geq 0.380 \%Cu$.

4.5 REPRESENTACIÓN FINAL DE LAS ZONAS ECONÓMICAS

Por lo tanto los resultados obtenidos de la correcta interpretación geológica de las unidades litológicas, así como el análisis de las leyes de ensayos en los blastholes del modelo de leyes y su respectiva evaluación geoestadística para su reconciliación con el modelo de recursos de largo plazo mostraron gran importancia para el diseño de las dos zonas económicas de mineral y una lixiviable con la determinación de %Cu = 1.277 con 41,158.00 Tn, %Cu = 0.657 con 312,568.00 Tn y %Cu = 0.277 con 206,728.00 Tn respectivamente; ya que una mala decisión de estos ocasionara dilución en la ley del mineral, así como la disminución de toneladas finas en el cumplimiento de las cuotas de material planificado por equipo, ver Anexo Q.

Figura N° 23: Representación operativa final de las zonas económicas



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

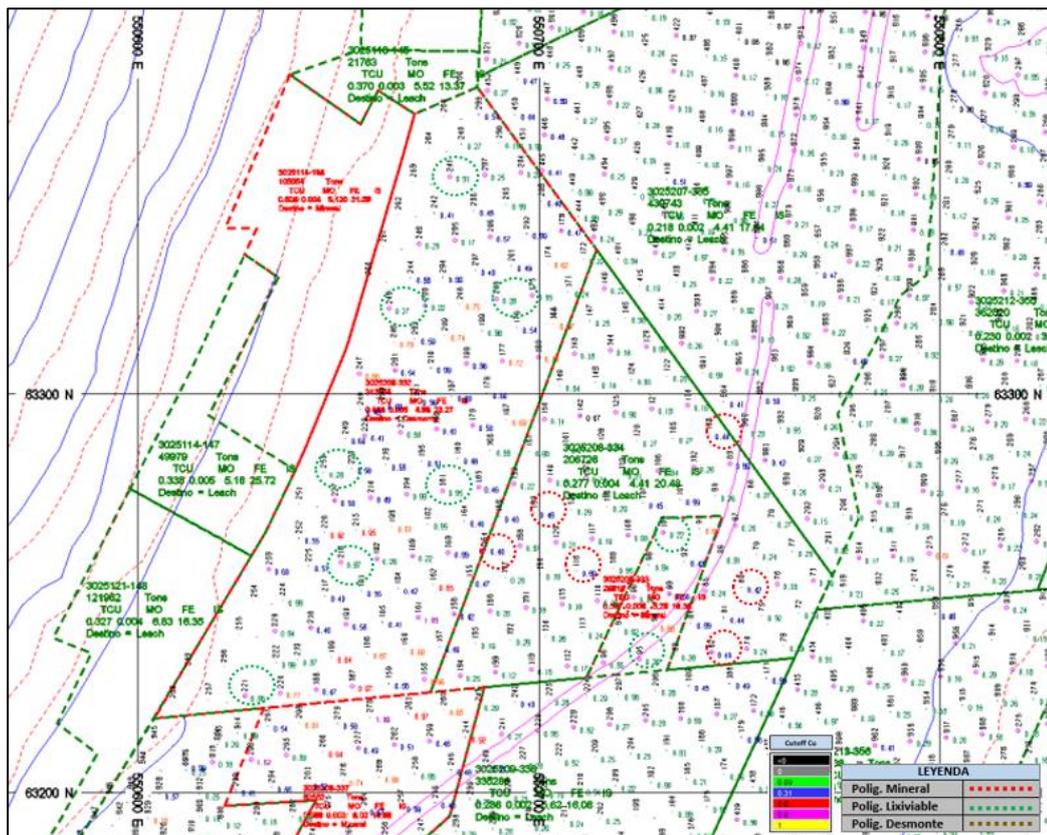
Por ello es que los polígonos de minado se diseñaron geométricamente en base a las dimensiones del cucharón del equipo de carguío que es directamente proporcional a su capacidad, y así no tener dificultad en la extracción de la zona económicas de mineral, lixiviable o desmonte ya que los equipos de gran capacidad de carguío como por ejemplo

una Bucyrus 495HR (80 yd³) tiene menor selectividad por las dimensiones de su cucharon (3.5 m*4.0 m).

4.6 ANÁLISIS DEL MODELO DE LEYES PARA SU EVALUACION ECONOMICA

Para definir las zonas económicas posibles dentro el polígono de minado, se prueban diferentes formas geométricas operativas que delimiten el máximo contenido metálico del material económico, es decir dibujamos líneas que nos limiten los blastholes con leyes por encima de la ley de corte según el tipo de material y utilizamos estas líneas como límites para calcular las ley media que esté dentro de esa área dibujada.

Figura N° 24: Definición de las zonas económicas en base al modelo de Leyes



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

En la Figura N° 24, Se observa que para delimitar las tres zonas económicas dentro del polígono, se tiene que considerar la operatividad de estas, de acuerdo al ritmo de producción de nuestra mina; es por ello que se puede denotar círculos en el que contiene leyes que no forman parte del tipo de material pero que ayuda a tener una alta selectividad de la zona al considerarlo como un todo.

Tabla N° 15: ley media de los ensayes para su evaluación económica

Banco	Proyecto	Polígono	Ley (%CuT)	Tonelaje (Ton)	Zona Económica
3025	3025208	332	0.657	312,568.00	Mineral
3025	3025208	333	1.277	41,158.00	Mineral
3025	3025208	334	0.277	206,728.00	lixiviable

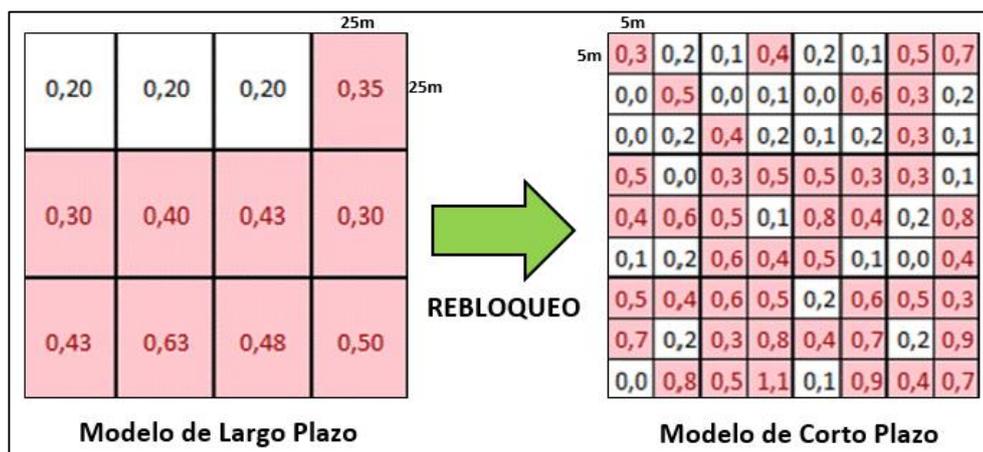
Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

4.6.1 Evaluación económica del modelo de bloques

4.6.1.1 Definición del tamaño de bloque a evaluar

Sabiendo que el modelo de bloques de corto plazo se construye para servir de base a la planificación semanal, y más comúnmente diaria; esto implica realizar una discretización del modelo, es decir un rebloqueo que consiste en realizar conjuntos agregados de dimensiones regulares, por ejemplo, se pasa de bloques de dimensiones 25*25*15 utilizada para la estimación y valorización en el planeamiento de largo plazo a bloques de 5*5*15 manteniendo la altura del banco donde cada bloque de largo plazo contiene 25 sub-bloques, que nos sirvió para la evaluación económica del proyecto 3025208.

Figura N° 25: Representación gráfica del rebloqueo de bloques



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

4.6.1.2 Medición del impacto económico de las leyes en el modelo bloques

Para medir el impacto económico que genera la variabilidad en el aseguramiento de las leyes de ensayos lo realizamos en base a las zonas económicas del polígono de minado (mineral, lixiviable), considerando un bloque de 5x5x15 metros con 1,76 Ton/m³ de densidad con leyes según Tabla N° 15, con una recuperación de planta del 80% y 75% para lixiviación. El precio de la libra de Cu es 2.65 USD y un costo operacional de 1,75 USD/Lb.

Tabla N° 16: Evaluación económico para extraer un bloque

Zona Económica	Ley (%Cu)	Tonelaje (Ton)	Cantidad Bloques	Ingresos (USD)	Costo Op. (USD)	Beneficio Bloque (USD)
Mineral	0.657	660.00	474	20,266.323	13,383.421	6,882.902
Mineral	1.277	660.00	63	39,391.317	26,013.134	13,378.183
Lixiviable	0.277	660.00	314	8,010.519	5,289.965	2,720.554

Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

En la Tabla N° 16, al realizar la evaluación económica a un bloque de 660.0 Ton, se demuestra el beneficio económico de extraer un bloque; por ejemplo, para la zona económica considerado lixiviable por tener una ley media de 0.277 %Cu se logra un

beneficio de 2,720.554 USD, esto multiplicado por la cantidad de bloques dentro del límite del polígono de minado se obtiene un ingreso global de 852,143.466 USD, de igual manera para los bloques de mineral; cabe resaltar que en los cálculos no se están considerando los porcentajes de dilución de extraer el material en el frente de minado por ser considerado otro tema.

Tabla N° 17: Evaluación económico para extraer la zona económica global

Zona Económica	Ley (%Cu)	Tonelaje (Ton)	Ingresos (USD)	Costo Op. (USD)	Beneficio Total (USD)
Mineral	0.657	312,568.00	9,606,237.102	6,343,741.554	3,259,658.958
Mineral	1.277	41,158.00	2,442,261.654	1,612,814.308	834,271.600
Lixiviable	0.277	206,728.00	2,674,445.089	1,766,143.190	852,143.466

Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

En la Tabla N° 17, mostramos el impacto positivo que genera las leyes del muestreo de blastholes sobre el modelo de bloques de corto plazo; por ejemplo el beneficio económico por minar una zona económica de 312, 568.00 Ton de mineral con una ley promedio de 0.657 %Cu es de 3, 256,658.958 USD con un costo operacional de 6, 343,741.554 USD.

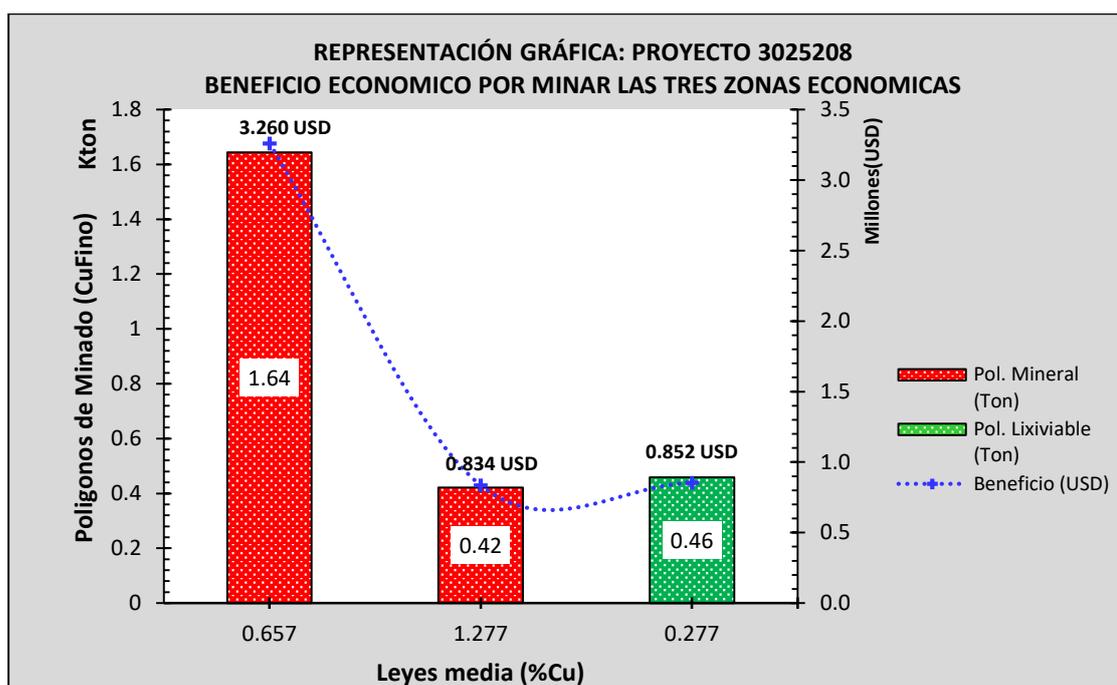
4.7 INTERPRETACIÓN DEL IMPACTO ECONÓMICO DE LAS LEYES EN EL MODELO DE BLOQUES

Tabla N° 18: Beneficio económico total del modelo de bloques

Zona Económica	Ley (%Cu)	Tonelaje (Ton)	CuFino (Ton)	CuSoluble (Ton)	Beneficio Total (USD)
Mineral	0.657	312,568.00	1,642.86	-	3,259,658.958
Mineral	1.277	41,158.00	420.47	-	834,271.600
Lixiviable	0.277	206,728.00	-	458.11	852,143.466

Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

Figura N° 26: Benéfico económico para el procesamiento de las zonas económicas



Fuente: Departamento de Ore control: Tesista

En la Figura N° 26: Del análisis a los gráficos se desprende que para minar el polígono de 312.6 Kton con una ley media de 0.657 %Cu obtuvimos un total de 1,642.86 ton de cobre fino con 3.260Millones USD, para el polígono de 41.2 Kton con una alta ley de 1.277 %Cu se obtuvo 420.47 ton de cobre fino con 834Mil USD y un polígono de

lixiviable que será destinado a los PAD de lixiviación (recuperación hidrometalúrgica) con una ley media de 0.277 %CuS y un IS=20.4 obteniéndose 458 Kton de cobre soluble en ISAC y ISCN con 852Mil USD de beneficio económico.

4.8 EVALUACION DEL PLAN DE PRODUCCIÓN SEMANAL DE CORTO PLAZO

4.8.1 Cálculo del ritmo de producción de los equipos carguío

Para el cumplimiento de los planes de producción en mina se cuenta con nueve tipos de palas con diferentes capacidades de los modelos P&H y Bucyrus; de las cuales para esta investigación el plan de producción semanal para el material disparado del proyecto 3025208 del banco 3025 de fase 04 se evaluó con la pala 07 del modelo P&H de 44 yd³ de capacidad.

Tabla N° 19: Rendimiento de producción de la Pala P&H 2800XPC

Parámetros de Cálculo	Denotación	Valor	Unidades
Capacidad del cucharón	Cc	44.0 (33.6)	Yd3 (m3)
Factor llenado del cucharón	Fll	0.95	%
Densidad del material	De	1.76	ton/m3
Factor de eficiencia	E	0.90	%
Factor de corrección por altura	H	0.95	%
Factor de corrección por ángulo giro	A	0.99	%
Factor de conversión volumétrica	V	0.66	%
Ciclo de trabajo por pase	Tc	0.50	min
Horas de trabajo del equipo	Hr	20	hr
Rendimiento hora		3,766.19	tph
Rendimiento día		75,323.77	tpd

Fuente: Departamento de Planeamiento: Tesista

En la **Tabla N° 19**, mostramos el rendimiento óptimo de extracción de la pala P&H 2800XPC el cual es de 75 ktpd en condiciones normales; es decir sin demoras como: clima adverso, movimiento de cables, movimientos cortos, entre otros. Para mantener un rendimiento de extracción conservador trabajaremos con una utilización de 92%, consiguiendo así una producción diaria de **70 ktpd**.

4.8.2 Cubicación del material disparado para el plan semanal

Tabla N° 20: Cantidad de Bloques de Mineral y Lixiviable para el plan de minado

Banco	Proyecto	Polígono	Tonelaje (Ton)	Cantidad Bloques	Ley (%Cu)	Tipo de Material
3025	3025208	332	312,568.00	474	0.657	Mineral
3025	3025208	333	41,158.00	63	1.277	Mineral
3025	3025208	334	206,728.00	314	0.277	Lixiviable

Fuente: Departamento de Planeamiento: Tesista

En la **Tabla N° 20**, mostramos que para esta investigación se cuenta con **560,454.00** ton de material quebrado entre material considerado mineral y lixiviable que hacen un total de **851** bloques que fueron considerados para realizar el plan de producción semanal.

4.8.3 Elaboración del plan de producción semanal

Tabla N° 21: Plan de producción semanal y diario según requerimiento de planta

Plan Producción Semana 084	Mineral			Lixiviable			Ritmo Pala (ton)	Material Proyectad (ton)
	Plan (ton)	Cant. Blogs	Ley CuT	Plan (Kton)	Cant. Blogs	Ley CuS		
Lunes	50,000.0	76	0.657	20,000.0	30	0.277	70,000.0	
Martes	50,000.0	76	0.653	20,000.0	30	0.274	70,000.0	
Miércoles	40,000.0	61	0.633	30,000.0	45	0.270	70,000.0	
Jueves	45,000.0	68	0.655	25,000.0	38	0.283	70,000.0	70,454.0
Viernes	40,000.0	61	0.712	30,000.0	45	0.277	70,000.0	
Sábado	45,000.0	68	0.841	25,000.0	38	0.269	70,000.0	
Domingo	35,000.0	53	0.875	35,000.0	53	0.266	70,000.0	
Total	305,000	462	0.712	185,000.	280	0.273	490,000.	560,454.

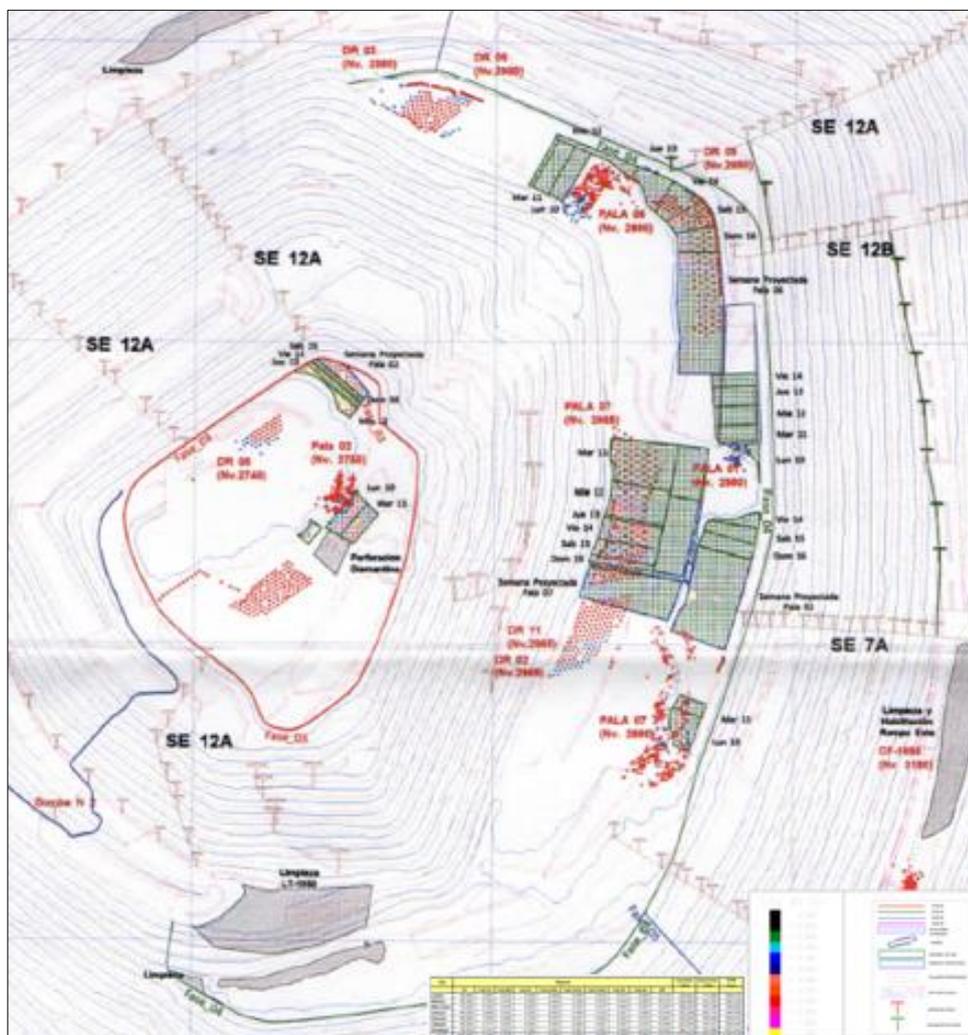
Fuente: Departamento de Planeamiento: Tesista

En la Tabla N° 22, Por lo tanto si la capacidad de la chancadora es de 60,000 tpd con una ley media 0.650 %CuT; el acumulado semanal total de mineral será de 420 kton, pero haciendo la conciliación se tiene que 115,000 ton de mineral será programado para otros equipos de carguío, esto para el cumplimiento de la meta de producción diaria y semanal exigido por planta concentradora.

Mientras que el plan de producción para la pala P&H 2800XPC en la semana 084, es de 305 kton con una ley media 0.712 %CuT que será enviado a chancadora primaria, mientras que 185 kton de material lixiviable será enviado a PAD de lixiviación con una ley 0.273 %CuS.

4.8.4 Diseño de los cortes de minado semanal

Figura N° 27: *Diseño de la Secuencia operativa de extracción de la pala P&H 2800XPC*



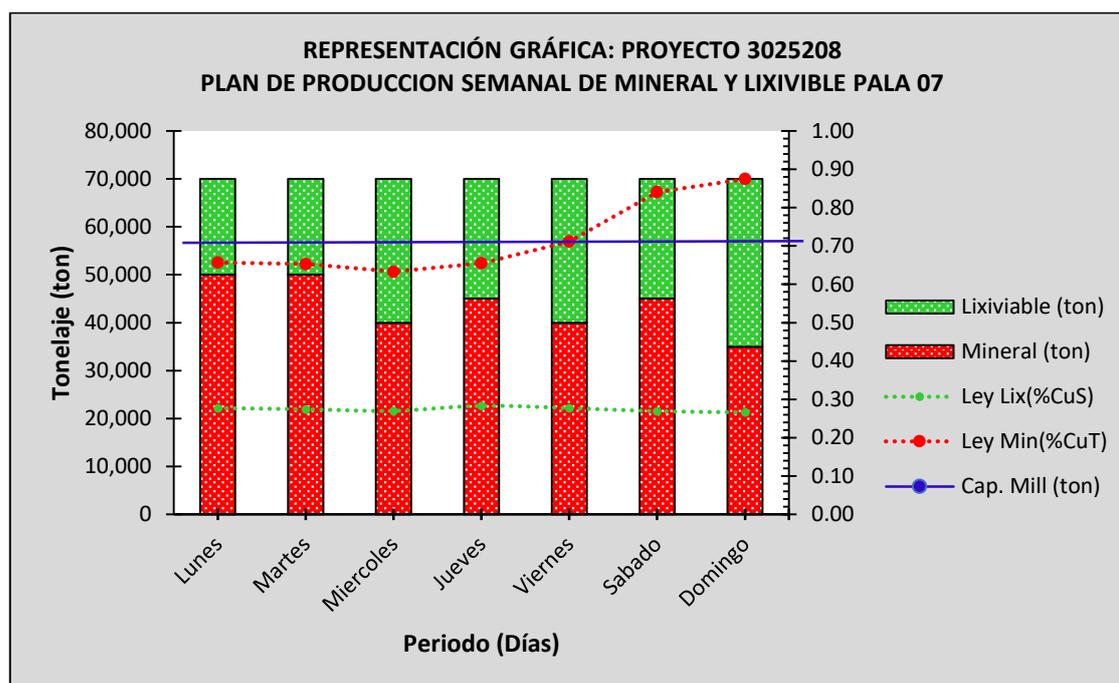
Fuente: Departamento de Planeamiento: Tesista

En la Figura N° 27, vemos una vista preliminar diaria para la secuencia de minado del equipo de carguío P&H 2800XPC (pala 07), es decir: que se encuentra en el nivel 3040 minando de Sur-Norte a cresta de diseño hasta el día martes turno A, luego en el turno B se mueve ligeramente al Norte para minar en rampa hacia el nivel 3025, en sentido Norte-Sur a cresta operativa durante toda la semana cumpliendo cuotas de material lixiviable y mineral, según el plan de producción de la semana 08, Tabla N° 21.

4.9 INTERPRETACIÓN DEL PROGRAMA DE PRODUCCIÓN SEMANAL DE CORTO PLAZO

A continuación se señalan los programas de producción detallados de la Tabla N° 21 y su interpretación a través de los siguientes gráficos correspondientes:

Figura N° 28: Cumplimiento de producción semanal de la pala P&H 2800XPC



Fuente: Departamento de Planeamiento: Tesista

Figura N° 28: Del análisis a los gráficos se desprende que para cumplir la producción semanal según el plan de corto plazo de 420 kton; la pala P&H 2800XPC tiene que tener un ritmo de extracción promedio diario de 70 ktpd, esto entre material considerado mineral y lixiviable. Por ejemplo para el día lunes tiene programado minar 50,000.00 ton de mineral y 20,000.00 ton de material lixiviable respectivamente para los siguientes días.

4.10 CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS

4.10.1 Contrastación de la hipótesis general

H₁: Optimizando el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes se define los planes de minado de corto plazo en Mina Toquepala.

H₀: Optimizando el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes no se define los planes de minado de corto plazo en Mina Toquepala.

Se confirma la hipótesis general de investigación ya que se logró optimizar el proceso de ore control mediante la evaluación a las técnicas metodológicas de muestreo en blastholes quienes definieron los planes de minado de corto plazo en Mina Toquepala; para optimizar el proceso de ore control lo realizamos aplicando los cuatro criterios técnicos de evaluación, alcance máximo de corte, peso de muestra asegurado, ley de ensaye asegurado y el tiempo de maniobrabilidad de los equipos de muestreo con Auger y Tubo; en cuanto a la definición de los planes de minado de corto plazo lo realizamos reconciliando el modelo de leyes y el modelo de recursos de largo plazo para validar los altos erráticos y definir el plan de secuencia de minado de los equipos de carguío en base al beneficio económico de cada zona económica definido en el modelo de bloques de corto plazo.

4.10.2 Contrastación de la hipótesis específica 1

H₁: Con la determinación de la técnica metodológica de muestreo más confiable en blastholes se asegura la representatividad de los ensayos.

H₀: Con la determinación de la técnica metodológica de muestreo más confiable en blastholes no se asegura la representatividad de los ensayos.

Se confirma la hipótesis específica 1, ya que la técnica metodológica de muestreo con equipo Auger es la más confiable para asegurar la máxima representatividad de las leyes de ensayos en el muestreo de blastholes, obteniéndose 34 cm de alcance máximo de corte, un peso promedio de 11 Kg, leyes medias de 0.896 %CuT para mineral y 0.079 %CuS para material lixiviable y un tiempo promedio de muestreo de 4h: 39min.

4.10.3 Contrastación de la hipótesis específica 2

H₁: Con la definición del modelo de leyes se logra la interpretación geológica de las zonas económicas.

H₀: Con la definición del modelo de leyes no se logra la interpretación geológica de las zonas económicas.

Se confirma la hipótesis específica 2, debido a que al reconciliar el modelo de leyes de los blastholes con el modelo de recursos de largo plazo se logró validar los altos erráticos de las leyes para definir dos zonas económicas de 312,568.00 y 41,158.00 ton de mineral de con leyes de 0.657 y 1.277 %CuT respectivamente así como de una zona de 206,728.00 ton de material lixiviable con 0.277 %CuS mediante cálculos matemáticos del inverso de la distancia con elipsoide de búsqueda al cuadrado.

4.10.4 Contrastación de la hipótesis específica 3

H₁: Se da el impacto económico de las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo.

H₀: No se da el impacto económico de las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo.

Se confirma la hipótesis específica 3, ya que para determinar el impacto económico de las leyes en el modelo de bloques de corto plazo se realizó una evaluación económica

a cada bloque en base a tonelaje, ley, recuperación, precio y costo operacional; obteniendo 3, 259,658.958 USD y 834,271.600 USD con una ley media de 0.657 %CuT y 1.277 %CuT respectivamente así como de 852,143.466 USD con una ley de 0.277 %CuS.

4.10.5 Contrastación de la hipótesis específica 4

H₁: Con la definición de la secuencia de minado se logra el cumplimiento los planes de minado semanal y diario de corto plazo.

H₀: Con la definición de la secuencia de minado no se logra el cumplimiento los planes de minado semanal y diario de corto plazo.

Se confirma la hipótesis específica 4, ya que al definir el plan de secuencia de minado de las zonas económicas de mineral y lixiviable se logró programar 60 ktpd de mineral para que sea procesado por chancadora primaria con una ley promedio de 0.650 %CuT, esto en base al ritmo de extracción óptimo de la pala P&H 2800XPC de 70 ktpd con un programa semanal de 305,000.00 ton de mineral con 0.685 %CuT y 185,000.00 ton de material lixiviable con una ley media de 0.273 %CuS

4.11 Discusiones

Cáceres (2015), en su tesis citada en el capítulo de conclusiones concluye que la muestra tomada con la herramienta AUGER (Espiral) se presenta como una buena alternativa para su uso en el muestreo, mantiene una correlación muy buena con la ley total del cono en promedio un $R^2 = 0.925$. El peso promedio obtenido con esta herramienta representa el 0.13% del total del peso del cono y aun siendo tan pequeña es muy representativa a la ley total del cono. Se limita en casos de muestreo selectivo. También ha demostrado tener la capacidad de recolectar material de granulometría gruesa

tanto como fina, demostrando que no produce segregación de materiales de granulometría gruesa.

De esta conclusión se deduce que la herramienta Auger es una muy buena alternativa para asegurar la representatividad en peso y ley en el muestreo de blasthole con algunas limitaciones pero que aun así, mantiene una buena correlación de sus leyes respecto al peso, es así que en la presente investigación se logró determinar que el método de muestreo con Equipo Auger es quien mejor resultados confiables obtuvo frente al Equipo Tubo en base a los criterios técnicos de evaluación como son de alcance máximo de corte, peso de la muestra asegurada, la ley de ensaye asegurado y el tiempo de maniobrabilidad.

De Nicola (2015), en su tesis llegó a la conclusión que la definición de los polígonos de extracción está 100% ligada a la geometría y dimensiones de los cuerpos mineralizados y a las dimensiones de los equipos de carguío utilizados en la mina. El planificador tendrá que hacer uso de su ingenio y experiencia para poder idear una secuencia de extracción adecuada y tamaño de polígonos adhoc para disminuir las pérdidas minerales en los bordes de los disparos, y en las zonas de borde estéril/mineral.

De esta conclusión se deduce que la pérdida de mineral o dilución sucede por una mala definición de las zonas económicas ya sea por la geometría o los cuerpos mineralizados en los contactos o dominios litológicos, es así que en la presente investigación también se define como principal criterio de interpretación el control litológico, ya que en muchos casos la mineralización se encuentra asociada a ciertos dominios o unidades geológicas que determina la correlación mineralógica de las zonas económicas en los polígonos de minado; por lo cual resulta clave caracterizarlas y en base a ello determinar la variabilidad mineralógica de las leyes obtenidos de los blastholes en el modelo de bloques mediante del inverso de la distancia en este caso elevado al cuadrado.

Díaz (2006), en su artículo de revisión concluye que el muestreo presenta pérdidas ocultas, que alcanzan entre los 2MUS\$ y 10MUS\$ anual. En este contexto, se han realizado diversos estudios, que incluyen hasta diseños de nuevos equipos Silva (2004), que de acuerdo a diversas experiencias se observa que un buen muestreo es el que se encuentra perfectamente controlado, adaptado al tipo de depósito, exigencias, al perfil económico de la empresa y a la promesa realizada al dueño perfectamente medible en un tablero de control.

De esta conclusión se deduce que un mal muestreo en blastholes conlleva a pérdidas millonarias, es así que en el presente proyecto de investigación también se llega a esta conclusión considerando que esto sucede particularmente por no disminuir los altos erráticos en el muestreo de blastholes, realizando el re-muestreo respectivo para la validación de información; específicamente en las zonas de contactos litológicos y zonas de brechamiento, no realizar un buen programa del Aseguramiento y Control de Calidad (QA/QC) mediante la inserción de muestras de control para monitorear la contaminación y la exactitud en los lotes diarios de muestras de blastholes enviados a laboratorio de planta concentradora, no controlar el porcentaje de dilución de las zonas económicas a minar, sobre todo en zonas donde los polígonos requieran de una alta selectividad, entre otros.

Contreras (2013), en su artículo de revisión concluye que la planificación a corto plazo radica en que esta debe materializar la secuencia de extracción considerando factores operacionales y de diseño de fases para lograr las metas de producción integradas en la planificación de mediano y largo plazo, que a través de procesos de prueba y error se construyen planes que sean capaces de cumplir con las metas impuestas sin interferir de sobremano el secuenciamiento previamente establecido.

De esta conclusión se deduce que para el cumplimiento del plan de minado de corto plazo, se debe tener en consideración los temas operacionales y de diseño para lograr las metas de producción en base al plan de minado de largo y mediano plazo, es así que en presente investigación también se llega a la misma conclusión, pero resaltando que el tema económico-financiero juega un papel importante en cuanto a rentabilidad del proyecto se refiere, ya que para realizar un plan de producción semanal es requisito indispensable (1) el plan anual de largo, mediano (budget 5-2 años) y corto plazo (forecast anual-trimestral), (2) el diseño de los cortes del plan mensual, (3) el plan de mantenimiento programa de los equipos (palas, cargadores, perforadoras), (4) el programa resumen de los ritmos de extracción de los equipos de carguío, (5), consideraciones técnicos de diseño del tajo (límite de fases, rampas de diseño, ángulo de talud, ancho de castbench, etc.) (6) consideraciones operacionales tales como tonelaje de material in-situ y quebrado, áreas de equipos en mantenimiento, movimiento de cables; (7) consideraciones geológicas y geotécnicas como tonelaje total de material roto considerado mineral, lixiviable y desmonte, contacto de unidades litológicas como el yeso, así como zonas de fallas, variabilidad de ángulos de inter-rampa, entre otros.

CONCLUSIONES

- Por la tanto se concluye que la técnica metodológica de muestreo con Equipo Auger en blastholes es la más confiable para asegurar la máxima representatividad de las leyes de ensayos con un ángulo de inserción al cono de 60° - 70° respecto a la horizontal del piso; que definieron el modelo de leyes para la interpretación geológica de zonas las económicas de los polígonos de minado del proyecto 3025208 del banco 3025; haciendo que el ciclo del proceso de ore control sea más óptimo según a las exigencias y al ritmo de producción de mina Toquepala; esto según los criterios técnicos de evaluación:
 - **Según el alcance máximo de corte;** quien mantiene un mejor alcance a la longitud total del cono (44.0 cm = 100%) es el Equipo Auger con un alcance máximo de corte del 80.5 % y un sesgo de -19.5 % respecto al Equipo Tubo con un 52.8 % de alcance y un sesgo de -47.2%.
 - **Según el peso de muestra asegurado;** los pesos asegurados por el Equipo Auger se encuentran dentro de los límites de control y aceptación para un peso límite de 12 Kg con un sesgo de -10% equivalentes a 1.19 Kg respecto al Tubo que tiene un sesgos de +30% equivalentes a 3.5 Kg.
 - **Según la ley de ensaye asegurado;** el Equipo Auger asegura leyes representativas cuando el ángulo de inserción se encuentra entre 70° - 80° por presentar la tasa de errores más baja 0.009% y 0.015% con leyes promedio de 0.898 y 0.890 %Cu.

Cabe mencionar que a medida que el ángulo de inserción varía de 53° a 90° la representatividad de las leyes también lo hace, existiendo una correlación negativa esto sucede en ambos zonas económicas.

- **Según el tiempo de maniobrabilidad**, Equipo Auger asegura la muestra en un tiempo promedio total de 4h: 39min, frente al Equipo Tubo que lo realiza en 8h: 05min la cantidad de 230 muestras.
- Los resultados obtenidos de la correcta interpretación geológica de las unidades litológicas, así como el análisis de las leyes de ensayos de los blastholes en el modelo de leyes y su respectiva evaluación mediante el inverso de la distancia utilizando un elipsoide de búsqueda local dos y su posterior reconciliación con el modelo de recursos de largo plazo se definió dos zonas económicas de mineral con 41,158.00 Ton y una ley media de 1.277 %Cu; 312,568.00 Ton con 0.657 %Cu y una zona lixiviable de 206,728.00 Ton con 0.277 %Cu respectivamente.
- El beneficio económico de valorizar los bloques de corto plazo en base al aseguramiento de la leyes ensayos que fueron muestreados para representar el mayor contenido metálico posible en el en las zonas económicas dentro el polígono de minado fueron de 3,259,658.958 USD y 834,271.600 USD con una ley media de 0.657 y 1.277 %CuT respectivamente así como de 852,143.466 USD con una ley de 0.277 %CuS; entendiéndose que tan importante es el proceso de ore control para la óptima rentabilidad de la mina, esto de acuerdo a la secuencia y al ritmo de producción de los equipos en los frentes de minado de las zonas económicas planificados por el área de planeamiento de corto plazo y geología.
- Para el cumplimiento del plan de minado de corto plazo se concluye que se debe de contar con un reporte semanal de cumplimiento de leyes de mineral (CuT) y lixiviable (CuS), al igual que el tonelaje del material quebrado de los diferentes proyectos de minado; en este caso para el proyecto 3025208 se calculó un con un

total de 560,454.00 ton entre mineral y lixiviable con leyes de 0.657 y 1.277 %CuT para los polígonos de mineral que serán destinados a chancadora primaria y 0.277 %CuS de material lixiviable para PAD de lixiviación con un ritmo de producción diario de pala P&H 2800XPC de 70,000.00 tpd; estos indicadores son la herramienta necesaria para llevar un control sobre el programa de producción semanal establecido de 305,000.00 ton de mineral con una ley media 0.712 %CuT y de 185,000.00 ton de material lixiviable con una ley media de 0.273 %CuS para el periodo de la semana 084 y un proyectado de 70,454.00 ton para la semana 085; se tiene que entender que esto es vital para la toma de decisiones inmediatas para el cumplimiento con chancadora que tiene un ritmo de procesamiento de 60,000.00 tpd de mineral, considerando que cada planificador debe crear sus propias formas de controlar.

RECOMENDACIONES

- En la evaluación de las técnicas metodológicas de muestreo en blastholes se recomienda que para que no exista una sobrestimación o subestimación de la ley obtenido por ambos métodos de muestreo con Equipo Auger y Tubo, es recomendable tratar por separado los datos con leyes de mineral, lixiviable o desmonte, ya que incurriamos en un error sistemático que probablemente no exista; un estudio interesante sería realizar el procedimiento en muestras específicamente en zonas de alta ley o baja ley, para así obtener un número grande de pares estimadas entre modelo de leyes y el modelo de recursos de largo plazo, de esa manera estudiar si existe un error sistemático de muestreo en rangos de alta ley o se trata únicamente de error aleatorio por el tipo de mineralización.
- Se tiene que entender claramente que la reconciliación lo realizamos únicamente para validar la información de leyes obtenidas en el muestreo de los blastholes vs el modelo de recursos de largo plazo que sirva para el diseño del plan de minado de corto plazo semanal y diario, esto para disminuir los altos erráticos en el muestreo de blastholes, realizando el re-muestreo respectivo para la validación de información; específicamente en las zonas de contactos litológicos y zonas de brechamiento.
- Se recomienda que para realizar los cálculos del benéfico económico que generan las leyes en el modelo de bloques se incluya el porcentaje de dilución de las zonas económicas a minar, sobre todo en zonas donde los polígonos requieran de una alta selectividad como por ejemplo mineral-lixiviable o lixiviable-desmonte; esto debido a la gran dimensión del cucharón de los equipos de carguío, entre otros.

- En la etapa de producción del plan de minado semanal se recomienda realizar constantemente un back up de las variables dentro del alcance de la planificación minera estratégica ya que debieran revisarse periódicamente de acuerdo a su flexibilidad operacional, entre ellas se encuentran: Ley del mineral, tipo de material, tonelaje, sectores a explotar, bancos involucrados, topografía, ritmos flota de equipo, índices operacionales de los equipos, distancias de transporte, turnos, capital Humano y los costos.

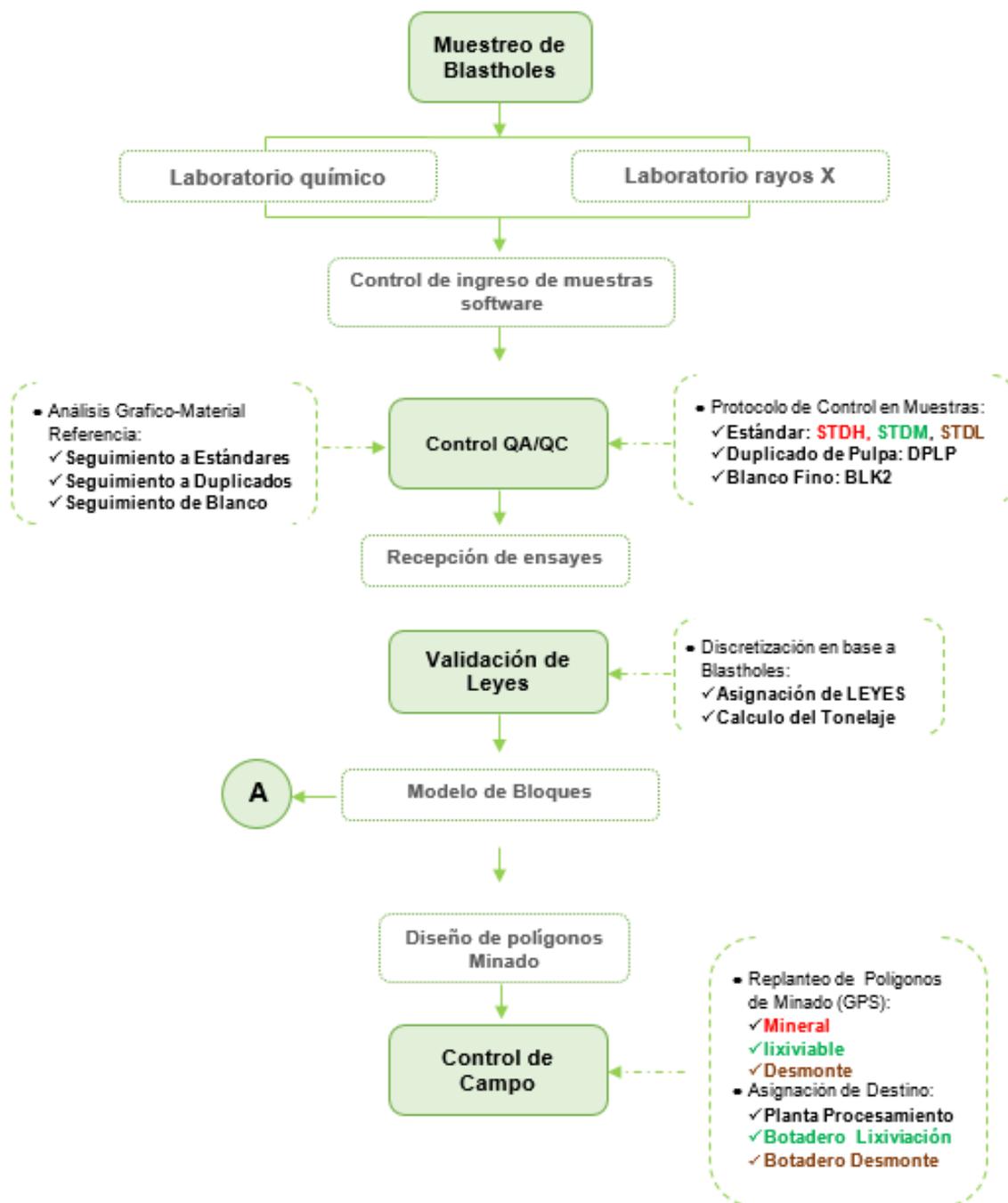
REFERENCIAS

- Arias, F. (2012). *El proyecto de investigación, introducción a la metodología científica*. Caracas, Venezuela.
- Alfaro, M. (2002). *Introducción al muestreo minero*. Santiago, Chile.
- Bertinshaw, R. Lipton, I. (2007). *Estimating mining factors (dilution and ore loss) in open pit mines*. Perth. WA. Australia.
- Cáceres, G. (2015). *Estudio de validación de muestreo de blasthole en el yacimiento lagunas norte*. Huamachuco, La Libertad.
- Carrasco, S. (2007). *Metodología de investigación científica*. Lima, Perú.
- Castañón, C. (2005). *Control de leyes en las explotaciones de oro a cielo abierto de “el valle-boinas”*. Oviedo, España.
- Contreras, E., Garay, A. y Llanos, F. (2013), *Diseño y Planeamiento Minero*. Universidad de Chile.
- Díaz, N., Huerta, E., Ferreira, R., Astudillo, J. (2001). *Optimización de la toma de muestra*. Antofagasta, Chile.
- Díaz, N. (2006). *Disminuyendo el error de muestreo en pozos de tiros. Impacto en la toma de decisión y en la reserva minera*. Antofagasta, Chile.
- De Nicola, C. (2015). *Dilución Operacional en Mina El Soldado*. Santiago, Chile
- Douglas I., Rossi, M. & Parker, H. (1994). *Introducing Economics in Grade Control: the Breakeven Indicator Method*. Albuquerque, New México.
- Fortin, M. (1999) *O Processo de Investigação Da Concepção à Realização*. Brazil.
- Hustrulid, W y Kuchta, M. (2006). *Open pit mine planning and design*. Taylor & Francis plc, London, UK.
- Isaaks, E. (1990). *The Application of Monte Carlo methods to the Analysis of Spatially Correlated Data*. Stanford University.

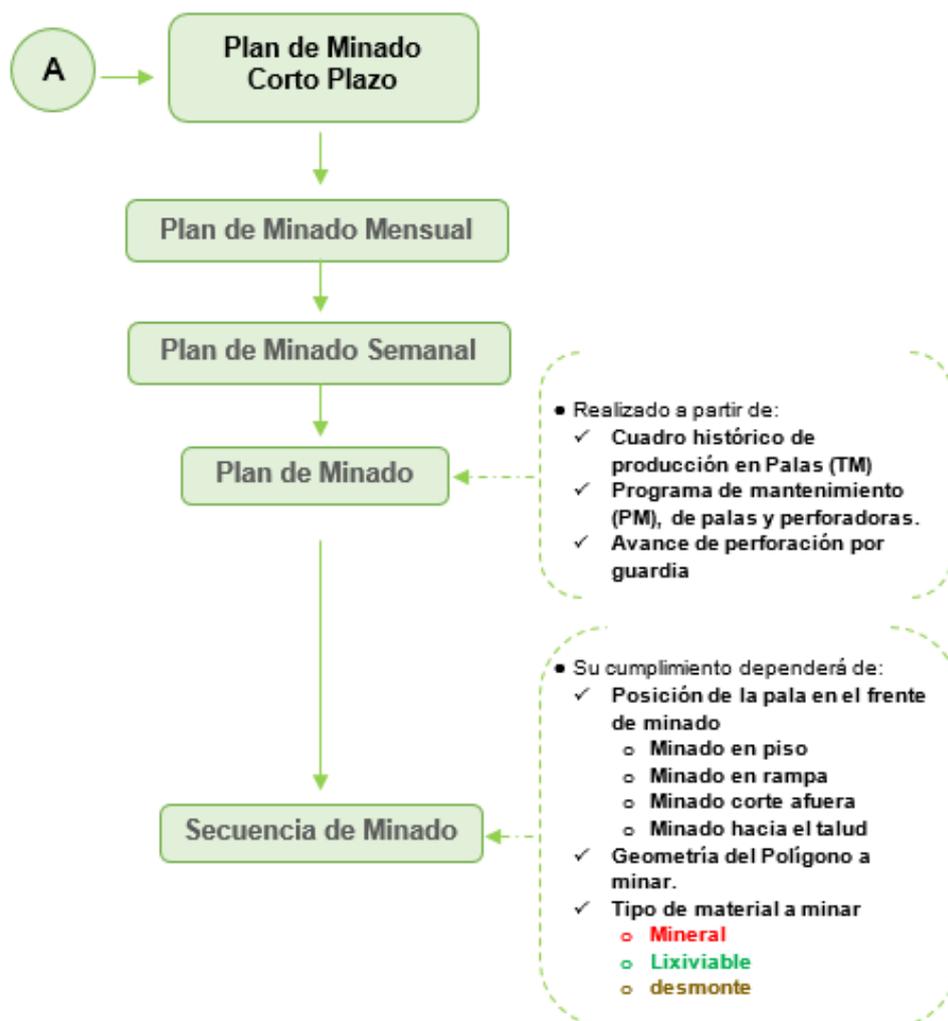
- Lambert, A. (2006). *Manual de muestrero para exploración, subterránea y rajo abierto. Coquimbo, Chile.*
- Long, S. (2000). *Assay Quality Assurance-Quality Control Program.* Australia.
- McArthur G., Jones, C. y Murphy M. (2010). *Blasthole Cone Sampling Experiments for Iron Flich.* Perth, WA
- Nizama, J. et al, (2000). *Control de Mineral en Antamina.* Ancash, Perú.
- Ortiz, F. et al, (2001). *Curso de evaluación y planificación minera.* Universidad Politécnica de Madrid.
- Ortiz, O. et al, (2007). *Simulación determinística y estocástica para dimensionar y seleccionar equipo y elegir alternativas de minado en la explotación minera superficial.* Lima, Perú.
- Pitard, F. (2008). *Blastholes Sampling for Grade Control-The Many Problems and Solutions .*The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Melbourne.
- Rivas, J. (2018). *Control geológico en la dilución mineral.* Concepción, Chile.
- Rossi, M., Deutsch, C. (2014). *Sampling Quality Assurance and Quality Control.* Antofagasta, Chile.
- Rossi, M. y Baudino M. (2009). *Modelos de corto y mediano plazo.* Antofagasta, Chile.
- Silva, J, Moyano, V., Redard, G., Freraut, R. (2004). *Development of Automated Sampler for Blast Holes in Open Pit Mining.* Informe Inédito. 5 cuadros, 5 fig. pp13
- Simón, A. (2007). *Control Sample Insertion Rate.* Oviedo, España.
- Sotomayor, N. (2013). *Herramientas para un efectivo control operacional,* Recuperado de: <http://www.congresominas.co.pe/WEB/ti/2/30/30b.pdf>
- Vásquez, A. et al (1996). *Apunte del curso diseño de minas a cielo abierto.* Universidad de Chile.

ANEXOS

ANEXOS A: Diagrama de procedimientos aplicados al proceso de ore control

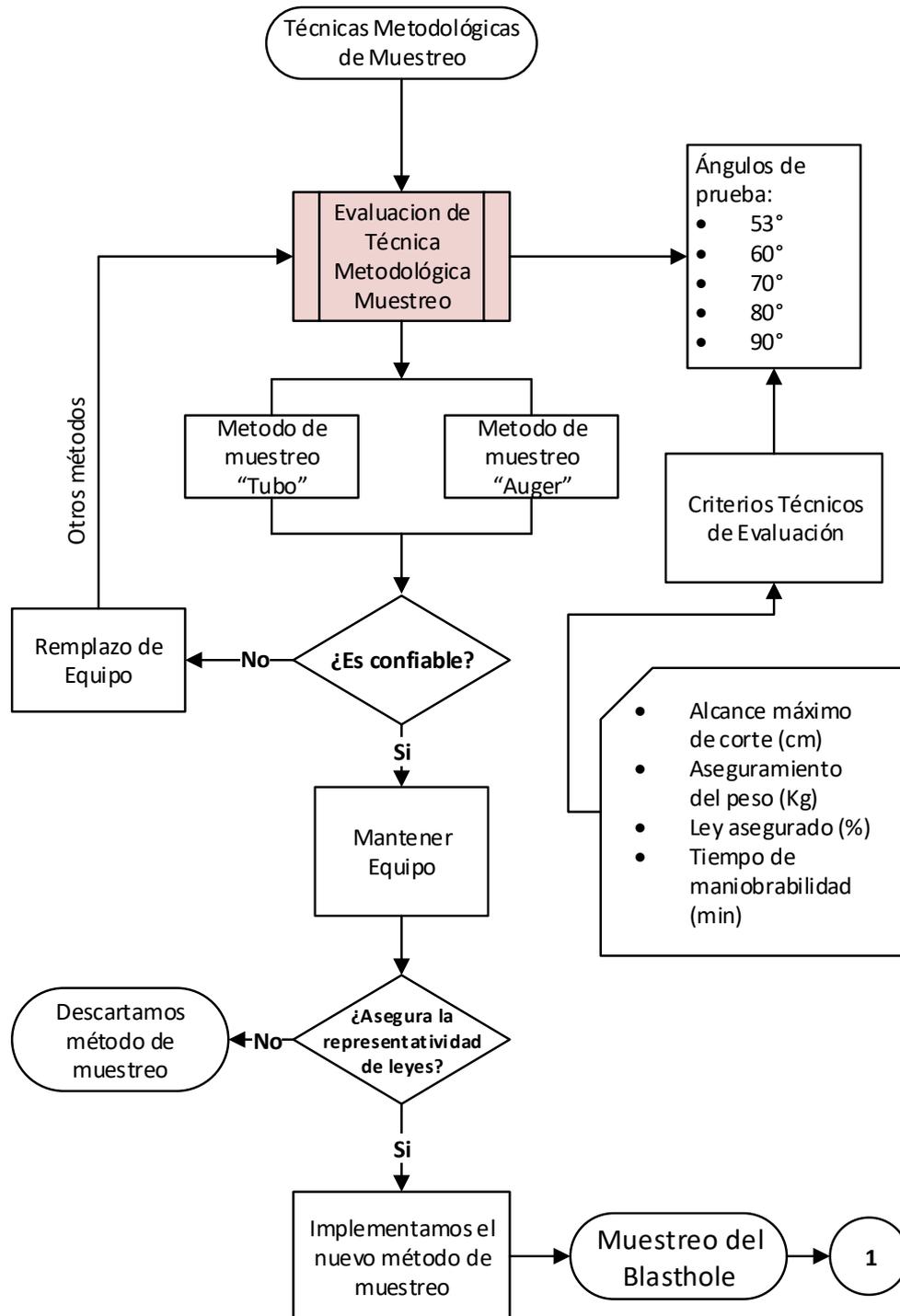


ANEXOS B: Diagrama de procedimientos aplicados al plan de minado de corto plazo

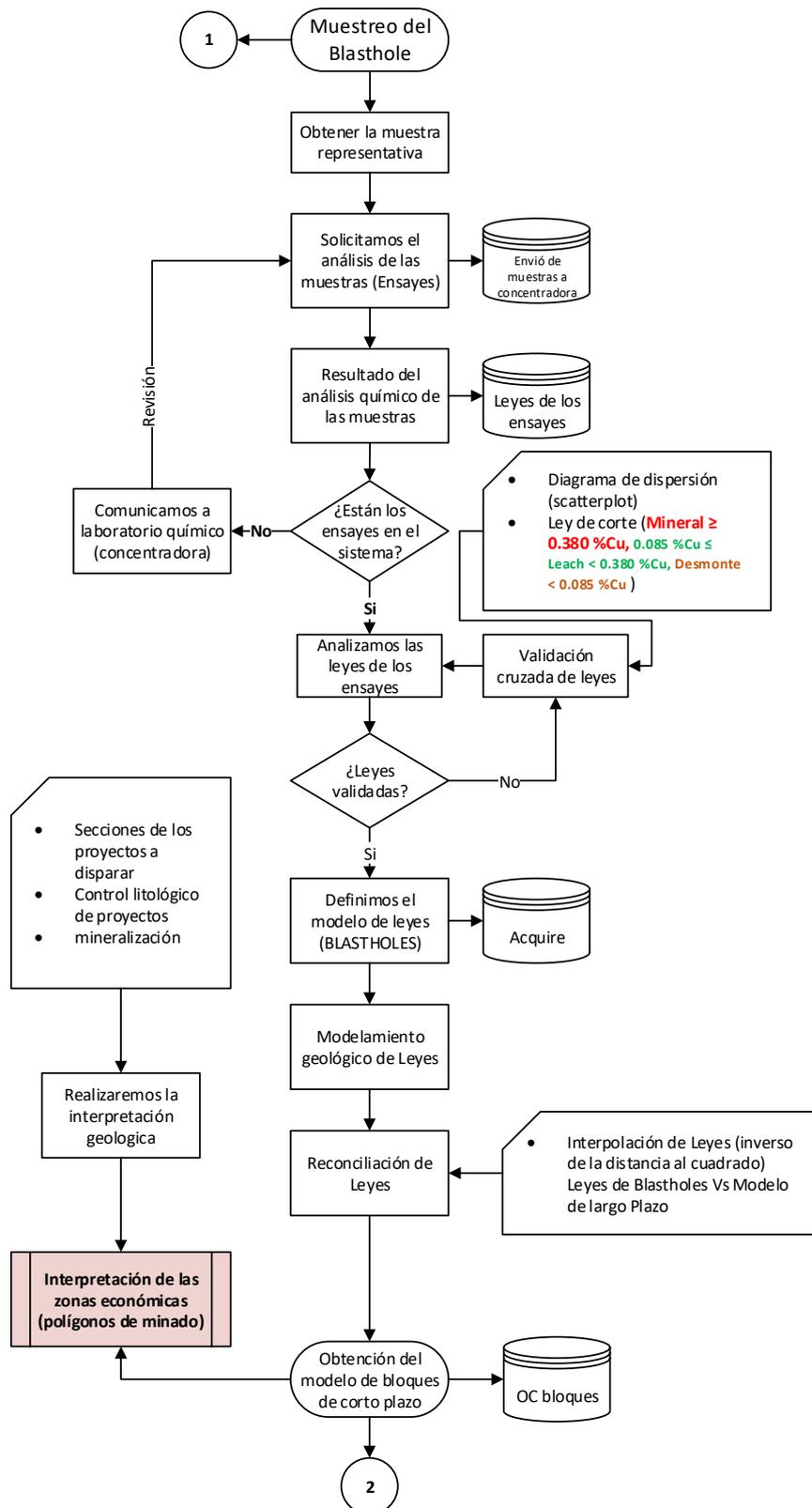


ANEXOS C: Flujo gramas esquematizados para el desarrollo de la investigación

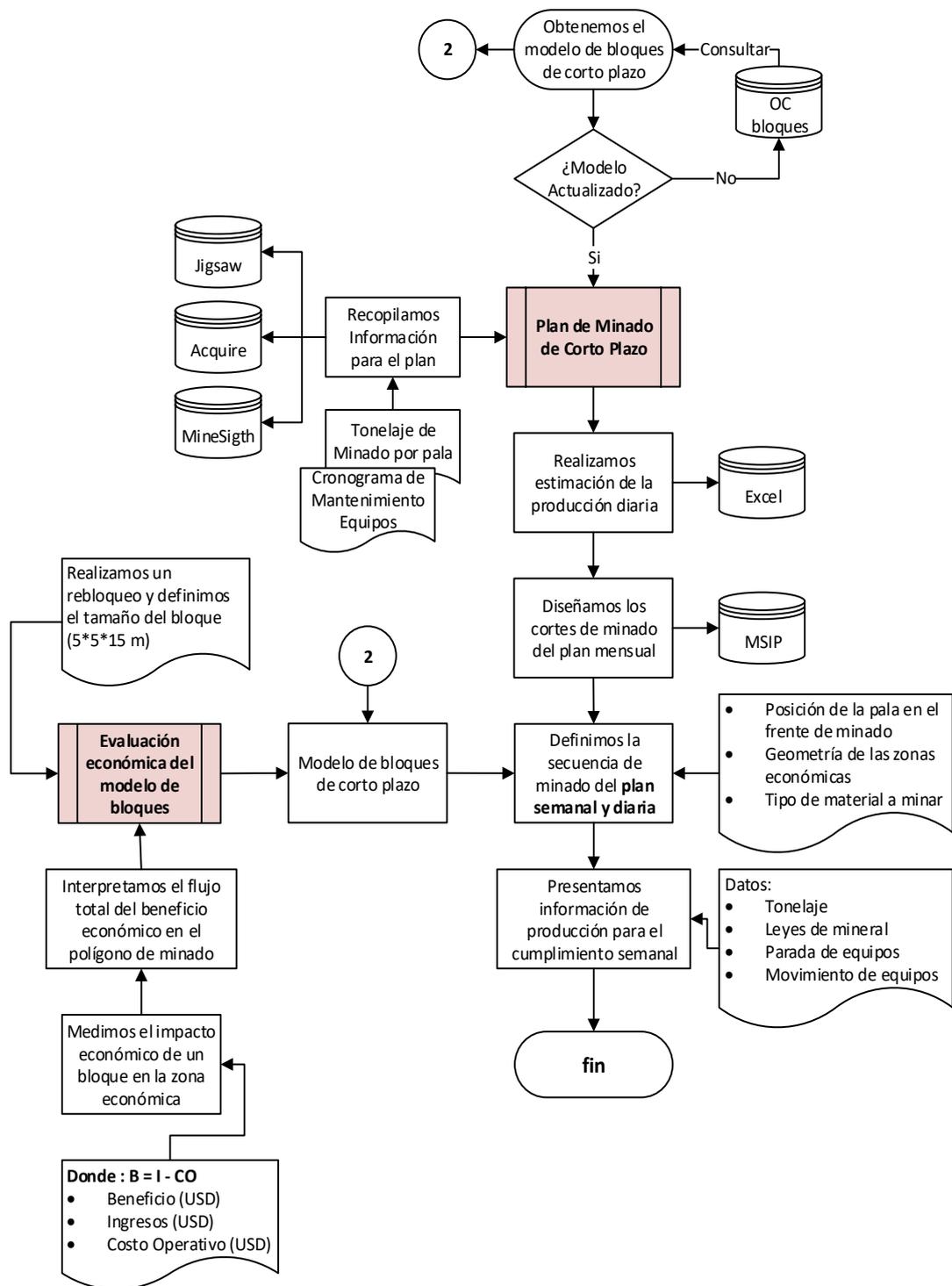
ANEXO C-1: Flujo grama para la evaluación de las técnicas metodológicas de muestreo en blastholes



ANEXO C-2: Flujo grama para la interpretación de las zonas económicas de minado



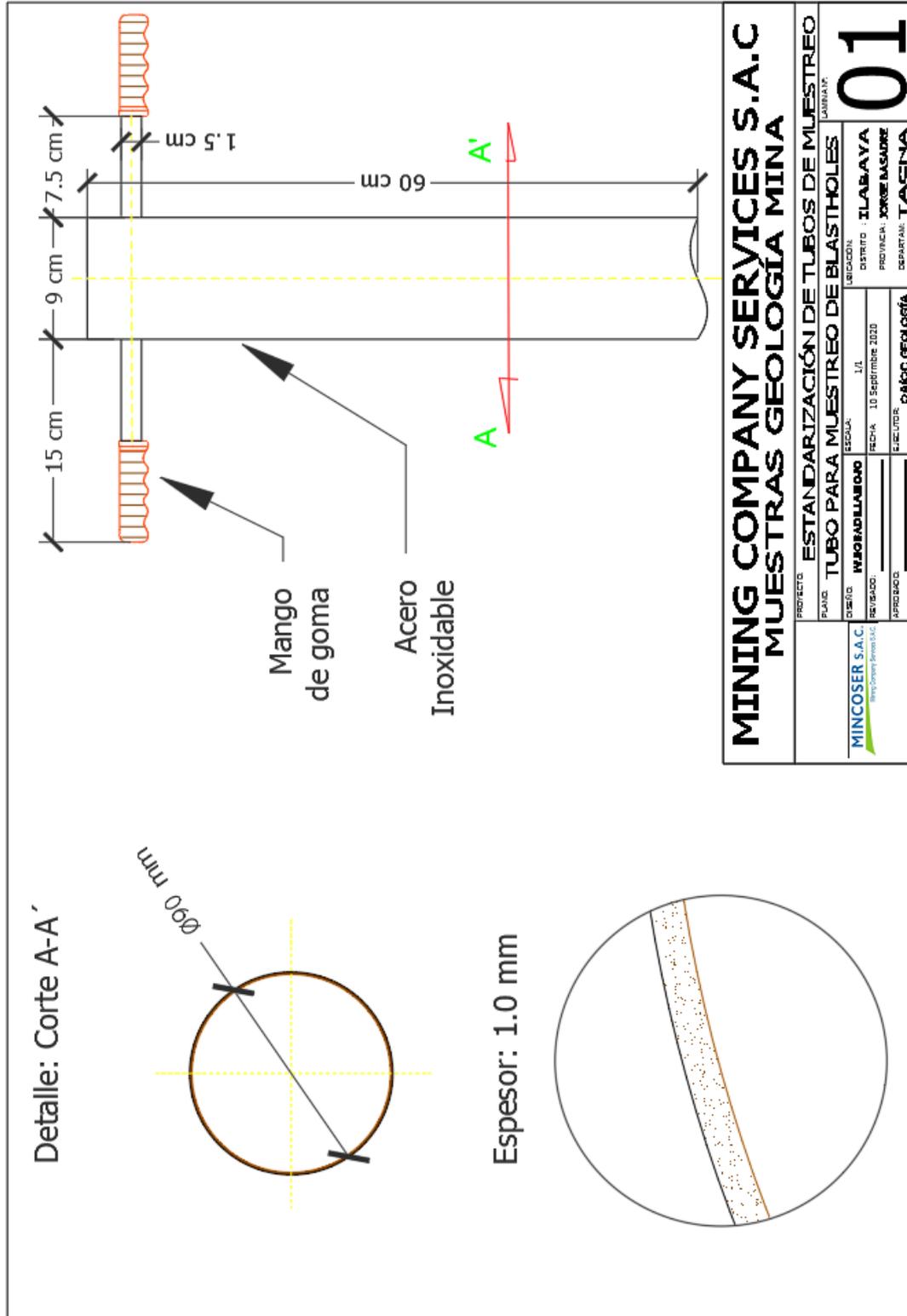
ANEXO C-3: Flujo grama para la evaluación económica del modelo de bloques y el plan de minado de corto plazo



ANEXOS D: Matriz de consistencia para el Proyecto de Investigación

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES E INDICADORES
<p>PROBLEMA GENERAL: ¿Cómo optimizar el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes para definir el plan de minado de corto plazo en Mina Toquepala?</p> <p>PROBLEMAS ESPECÍFICOS: a) ¿Cómo determinar que técnica metodológica de muestreo es la más confiable para asegurar la representatividad de los ensayos en el muestreo de blasthole? b) ¿Cómo definir el modelo de leyes para la interpretación geológica de las zonas económicas? c) ¿Cómo evaluar el impacto económico que ocasiona las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo? d) ¿Cómo definir la secuencia de minado para el cumplimiento de los planes de minado semanal y diario de corto plazo?</p>	<p>OBJETIVO GENERAL: Optimizar el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes para definir el plan de minado de corto plazo en Mina Toquepala.</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS: a) Determinar que técnica metodológica de muestreo es la más confiable para asegurar la representatividad de los ensayos en el muestreo de blastholes. b) Definir el modelo de leyes para la interpretación geológica de zonas las económicas. c) Evaluar el impacto económico que ocasiona las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo. d) Definir la secuencia de minado para el cumplimiento de los planes de minado semanal y diario de corto plazo.</p>	<p>HIPÓTESIS GENERAL: Optimizando el proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes se define los planes de minado de corto plazo en Mina Toquepala.</p> <p>HIPÓTESIS ESPECÍFICA: a) Con la determinación de la técnica metodológica de muestreo en blastholes más confiable se asegura la representatividad de los ensayos. b) Con la definición del modelo de leyes se logra la interpretación geológica de las zonas económicas c) Se da el impacto económico de las leyes de ensayos en el modelo de bloques de corto plazo. d) Con la definición de la secuencia de minado se logra el cumplimiento de los planes de minado semanal y diario de corto plazo.</p>	<p>VARIABLES INDEPENDIENTE: Técnicas metodológicas de muestreo en blastholes. Contenido teórico: • Método de muestreo con equipo Auger. • Método de muestreo con equipo Tubo.</p> <p>VARIABLES DEPENDIENTES: Optimización del proceso de ore control para definir el plan de minado de corto plazo. Criterios técnicos de evaluación para el ore control: • Alcance máximo de corte (cm) • Aseguramiento del peso (Kg) • Leyes de ensaye (%) • Mantobrabilidad (minutos)</p> <p>Evaluación técnicos para el plan de minado de corto plazo: • Modelo de leyes (%) • Zonas económicas (mineral, lixiviable, desmonte). • Diseño de los polígonos de minado. (Ton) • Beneficio económico de bloques (USD). • Programa semanal de producción (Ton/día). • Topográfica actualizado (avance/día) • Cortes de minado (contenido metálico)</p>
<p>MÉTODO Y DISEÑO MÉTODO: Se aplicaran los principios del método científico. DISEÑO: Se utiliza el método experimental puro.</p>	<p>POBLACIÓN Y MUESTRA Se trabajará con la población descrita en el proyecto de investigación que viene a ser los blastholes presentes en el proyecto de perforación 3025208 del banco 3025 de fase 04 de la Unidad minera Toquepala.</p>	<p>TÉCNICAS E INSTRUMENTOS TÉCNICAS: Observación INSTRUMENTOS: Fichas de reportes de operación, ingeniería, geología, laboratorio metalúrgico.</p> <p>EVALUACIÓN ESTADÍSTICA: Se precisara la medición, análisis e interpretación de las técnicas metodológicas de muestreo en blastholes, así como la evaluación económica del modelo de bloques en base a los instrumentos presentados para la optimizar el proceso de ore control.</p>	

ANEXOS E: Características técnicas del método de muestreo con Equipo Tubo



ANEXOS F: Características técnicas del método de muestreo con Equipo Auger

Detalle: Corte A-A'

$\varnothing 90 \text{ mm}$

Taladro Eléctrico

Broca Elcohidral

Eje

10 cm

60 cm

Espesor: 1.0 mm

<p>MINCOSER S.A.C. <small>Mining Company Services S.A.C.</small></p>	PROYECTO: ESTANDARIZACIÓN DE AUGER DE MUESTREO	
	PLANO: AUGER PARA MUESTREO DE BLAST-HOLES	
DISEÑO: WILFO BADELLANO JO	SECCION:	PARTIDA N°:
REVISOR:	U.L.	DISTRITO: TILABAYA
APROBADO:	FECHA: 10 Septiembre 2020	PROVINCIA: JORGE BASADRE DEPARTAMENTO: TACNA
		02

ANEXOS G: Cuadro referencial para muestras enviados a laboratorio

Py: 3025208

SAMPLEID	HOLEID	BANCO	BHID	EAST	NORTH	DEPTH	CUT	MO	FE	IS
S-01	3025208	3025	111	550352.84	63356.95	16.5	1.508	0.086	3.295	9.62
S-02	3025208	3025	112	550355.25	63362.37	16.5	1.214	0.072	4.039	11.12
S-03	3025208	3025	113	550357.74	63368.43	16.5	1.34	0.064	2.821	8.66
S-04	3025208	3025	114	550360.26	63374.34	16.5	1.297	0.077	3.553	12.57
S-05	3025208	3025	115	550362.61	63380.56	16.5	1.332	0.062	3.133	8.71
S-06	3025208	3025	116	550364.89	63386.57	16.5	1.32	0.079	3.963	9.47
S-07	3025208	3025	117	550367.16	63392.45	16.5	1.437	0.066	3.249	9.95
S-08	3025208	3025	138	550363.4	63397.65	16.5	1.054	0.062	3.36	8.82
S-09	3025208	3025	139	550360.89	63391.7	16.5	1.007	0.073	3.508	7.55
S-10	3025208	3025	140	550358.45	63385.67	16.5	1.079	0.068	2.939	12.51
S-11	3025208	3025	141	550356.13	63379.62	16.5	1.109	0.076	3.946	6.85
S-12	3025208	3025	142	550353.67	63373.62	16.5	1.204	0.057	3.41	11.96
S-13	3025208	3025	143	550351.32	63367.55	16.5	1.071	0.079	2.931	9.71
S-14	3025208	3025	144	550348.92	63361.61	16.5	1.185	0.089	3.406	14.94
S-15	3025208	3025	145	550346.49	63355.3	16.5	1.102	0.082	2.735	22.05
S-16	3025208	3025	170	550339.86	63354.54	16.5	1.404	0.097	3.449	22.44
S-17	3025208	3025	171	550342.35	63360.76	16.5	1.37	0.082	2.891	14.6
S-18	3025208	3025	172	550344.78	63366.67	16.5	1.436	0.095	3.456	12.95
S-19	3025208	3025	173	550347.06	63372.71	16.5	1.383	0.086	3.09	11.35
S-20	3025208	3025	174	550349.47	63379.11	16.5	1.227	0.074	3.696	13.69
S-21	3025208	3025	175	550351.99	63384.95	16.5	1.357	0.074	2.628	10.17
S-22	3025208	3025	176	550354.31	63390.99	16.5	1.494	0.089	3.338	12.65
S-23	3025208	3025	177	550356.86	63397.05	16.5	1.411	0.071	3.411	8.15
S-24	3025208	3025	198	550354.91	63407.87	16.5	0.886	0.062	4.792	15.46
S-25	3025208	3025	199	550352.86	63402.02	16.5	1.56	0.067	3.609	7.31
S-26	3025208	3025	200	550350.37	63395.95	16.5	1.576	0.101	3.363	9.01
S-27	3025208	3025	201	550348.09	63389.83	16.5	1.414	0.086	5.447	16.27
S-28	3025208	3025	202	550345.53	63383.86	16.5	1.659	0.087	3.201	8.92
S-29	3025208	3025	203	550343.19	63377.92	16.5	1.334	0.094	4.075	18.82
S-30	3025208	3025	203C	550343.19	63377.92	16.5	0	0	0.034	0
S-31	3025208	3025	204	550340.73	63371.61	16.5	1.389	0.072	2.656	8.71
S-32	3025208	3025	205	550338.38	63365.73	16.5	1.393	0.108	5.171	24.12
S-33	3025208	3025	206	550335.86	63359.79	16.5	1.17	0.092	3.058	14.87
S-34	3025208	3025	207	550333.61	63353.98	16.5	0.931	0.103	4.466	22.34
S-35	3025208	3025	233	550329.28	63359.39	16.5	0.944	0.081	2.327	9.75
S-36	3025208	3025	234	550331.64	63365.14	16.5	1.021	0.095	4.182	31.34
S-37	3025208	3025	235	550334.38	63370.91	16.5	1.049	0.07	2.396	9.53
S-38	3025208	3025	236	550336.92	63376.71	16.5	1.642	0.102	7.326	23.2
S-39	3025208	3025	237	550339.26	63383.06	16.5	1.7	0.09	3.589	7.94
S-40	3025208	3025	238	550341.6	63389.14	16.5	1.374	0.087	5.518	27.22
S-41	3025208	3025	239	550344	63394.99	16.5	1.545	0.097	2.962	7.18
S-42	3025208	3025	240	550346.48	63400.95	16.5	1.3	0.091	4.999	25.77
S-43	3025208	3025	379	550371.55	63376.5	16.5	1.393	0.061	3.136	4.31
S-44	3025208	3025	380	550370.01	63373.25	16.5	1.212	0.069	3.688	12.46
S-45	3025208	3025	381	550369.03	63369.19	16.5	1.242	0.08	3.285	8.21
S-46	3025208	3025	382	550367.57	63365.66	16.5	1.3	0.077	3.039	10.69
S-47	3025208	3025	383	550365.78	63361.6	16.5	1.14	0.07	2.78	7.19
S-48	3025208	3025	384	550364.25	63358.07	16.5	1.169	0.076	2.803	6.84
S-49	3025208	3025	82	550369.21	63381.28	16.5	1.728	0.075	3.756	9.03
S-50	3025208	3025	83	550366.6	63375.38	16.5	1.377	0.083	3.811	6.39

SAMPLEID	HOLEID	BANCO	BHID	EAST	NORTH	DEPTH	CUT	MO	FE	IS
S-150	3025208	3025	325	550225.5	64641.9	16.5	0.051	0.001	1.972	25.49
S-151	3025208	3025	101	550270.68	64648.67	16.5	0.05	0.001	1.991	40
S-152	3025208	3025	102	550278.97	64652.06	16.5	0.054	0.001	1.977	31.48
S-153	3025208	3025	114	550277.93	64643.33	16.5	0.054	0.001	2.104	38.89
S-154	3025208	3025	119	550285.2	64637.99	16.5	0.06	0.001	2.417	25
S-155	3025208	3025	121	550301.65	64645.25	16.5	0.087	0.002	9.41	14.94
S-156	3025208	3025	123	550318.44	64652.59	16.5	0.042	0.001	6.854	40.48
S-157	3025208	3025	124	550326.34	64656.09	16.5	0.047	0.001	6.727	36.17
S-158	3025208	3025	132	550308.98	64639.78	16.5	0.065	0.001	5.718	33.85
S-159	3025208	3025	133	550300.69	64636.31	16.5	0.047	0.001	5.654	25.53
S-160	3025208	3025	134	550292.52	64632.65	16.5	0.074	0.001	3.975	29.73
S-161	3025208	3025	139	550291.57	64623.74	16.5	0.08	0.001	2.915	25
S-162	3025208	3025	140	550299.74	64627.31	16.5	0.14	0.002	7.012	17.86
S-163	3025208	3025	141	550307.85	64631	16.5	0.066	0.001	5.915	21.21
S-164	3025208	3025	142	550316.26	64634.84	16.5	0.104	0.002	7.859	17.31
S-165	3025208	3025	157	550306.95	64622.09	16.5	0.103	0.001	6.799	18.45
S-166	3025208	3025	158	550298.78	64618.4	16.5	0.094	0.001	5.159	14.89
S-167	3025208	3025	159	550290.52	64614.68	16.5	0.072	0.001	4.037	27.78
S-168	3025208	3025	164	550289.5	64605.8	16.5	0.053	0.001	2.023	30.19
S-169	3025208	3025	165	550297.76	64609.46	16.5	0.127	0.001	2.971	18.11
S-170	3025208	3025	166	550305.96	64613.12	16.5	0.108	0.002	6.32	13.89
S-171	3025208	3025	168	550322.45	64620.37	16.5	0.141	0.001	7.252	15.6
S-172	3025208	3025	170	550338.91	64627.58	16.5	0.131	0.001	5.824	12.98
S-173	3025208	3025	190	550287.58	64587.98	16.5	0.068	0.001	2.673	22.06
S-174	3025208	3025	191	550295.87	64591.55	16.5	0.133	0.001	4.085	17.29
S-175	3025208	3025	192	550303.95	64595.15	16.5	0.084	0.001	2.124	19.05
S-176	3025208	3025	193	550312.24	64598.87	16.5	0.156	0.001	4.933	15.38
S-177	3025208	3025	194	550320.47	64602.31	16.5	0.327	0.001	4.365	5.81
S-178	3025208	3025	219	550310.3	64580.95	16.5	0.111	0.001	3.339	20.72
S-179	3025208	3025	220	550318.55	64584.49	16.5	0.194	0.001	2.894	9.79
S-180	3025208	3025	73	550243.05	64667.26	16.5	0.097	0.002	2.048	22.68
S-181	3025208	3025	74	550251.68	64669.56	16.5	0.049	0.001	1.808	32.65
S-182	3025208	3025	75	550283.44	64676.06	16.5	0.054	0.001	1.995	37.04
S-183	3025208	3025	76	550274.81	64673.39	16.5	0.046	0.001	1.551	30.43
S-184	3025208	3025	77	550265.88	64670.91	16.5	0.051	0.001	2.003	41.18
S-185	3025208	3025	78	550257.01	64668.18	16.5	0.054	0.001	2.107	31.48
S-186	3025208	3025	79	550248.9	64664.45	16.5	0.043	0.001	2.34	48.84
S-187	3025208	3025	84	550257.02	64658.49	16.5	0.032	0.001	1.399	43.75
S-188	3025208	3025	85	550264.28	64662.87	16.5	0.054	0.002	2.251	40.74
S-189	3025208	3025	86	550272.66	64666.37	16.5	0.047	0.001	1.678	29.79
S-190	3025208	3025	87	550280.98	64669.94	16.5	0.059	0.002	2.349	38.98
S-191	3025208	3025	88	550289.06	64673.72	16.5	0.057	0.001	2.01	26.32
S-192	3025208	3025	89	550297.57	64676.48	16.5	0.075	0.001	2.463	22.67
S-193	3025208	3025	94	550279.9	64661.12	16.5	0.045	0.001	1.715	31.11
S-194	3025208	3025	95	550271.58	64657.55	16.5	0.058	0.001	2.196	37.93
S-195	3025208	3025	96	550263.35	64653.92	16.5	0.057	0.001	2.298	26.32
S-196	3025208	3025	182	550266.4	63294.32	16.5	0.724	0.026	1.666	5.66
S-197	3025208	3025	183	550262.68	63299.47	16.5	0.634	0.034	1.511	6.62
S-198	3025208	3025	184	550260.01	63293.66	16.5	0.732	0.038	1.525	12.7
S-199	3025208	3025	185	550257.52	63287.62	16.5	0.802	0.038	1.403	9.6
S-200	3025208	3025	186	550255.14	63281.35	16.5	0.682	0.048	1.274	7.04

ANEXOS H: Datos de campo obtenidos con Equipo Tubo / BHs-Py 3025208

Número Ensayo	Banco	Proyecto	Número Blasthole	Ángulo Inserción	Tiempo Corte				Longitud Corte				Peso Asegurado			
					T1	T2	T3	T4	C1	C2	C3	C4	P1	P2	P3	P4
S-01	3025	3025208	111	53°	00:35	00:30	00:30	00:35	13.0	12.5	12.0	11.4	2.08	2.00	1.92	1.83
S-02	3025	3025208	111	60°	00:30	00:30	00:30	00:35	25.0	26.0	24.0	25.0	4.00	4.16	3.84	4.00
S-03	3025	3025208	111	70°	00:30	00:35	00:35	00:35	22.0	24.0	23.0	23.0	3.52	3.84	3.68	3.68
S-04	3025	3025208	111	80°	00:35	00:30	00:30	00:35	18.0	19.0	18.0	17.0	2.88	3.04	2.88	2.72
S-05	3025	3025208	111	90°	00:30	00:30	00:30	00:40	20.0	19.8	19.5	20.6	3.20	3.17	3.12	3.30
S-06	3025	3025208	271	53°	00:30	00:30	00:25	00:35	11.5	12.0	10.8	11.5	1.84	1.92	1.73	1.84
S-07	3025	3025208	271	60°	00:25	00:30	00:35	00:35	25.0	23.0	23.0	28.0	4.00	3.68	3.68	4.48
S-08	3025	3025208	271	70°	00:30	00:30	00:30	00:30	24.0	26.0	20.0	23.0	3.84	4.16	3.20	3.68
S-09	3025	3025208	271	80°	00:25	00:30	00:30	00:30	15.0	19.0	20.0	18.0	2.40	3.04	3.20	2.88
S-10	3025	3025208	271	90°	00:30	00:30	00:40	00:40	21.0	20.0	18.0	21.0	3.36	3.20	2.88	3.36
S-11	3025	3025208	141	53°	00:35	00:30	00:30	00:35	13.0	12.0	12.0	13.5	2.08	1.92	1.92	2.16
S-12	3025	3025208	141	60°	00:40	00:35	00:30	00:35	27.0	23.0	25.0	25.0	4.32	3.68	4.00	4.00
S-13	3025	3025208	141	70°	00:35	00:30	00:30	00:35	24.0	26.0	23.0	20.0	3.84	4.16	3.68	3.20
S-14	3025	3025208	141	80°	00:35	00:20	00:30	00:35	18.0	19.0	18.0	17.0	2.88	3.04	2.88	2.72
S-15	3025	3025208	141	90°	00:35	00:30	00:30	00:30	16.0	22.0	20.0	22.0	2.56	3.52	3.20	3.52
S-16	3025	3025208	160	53°	00:30	00:30	00:25	00:35	12.5	12.0	10.0	15.0	2.00	1.92	1.60	2.40
S-17	3025	3025208	160	60°	00:25	00:30	00:30	00:30	27.0	23.0	26.0	25.0	4.32	3.68	4.16	4.00
S-18	3025	3025208	160	70°	00:40	00:30	00:30	00:35	24.0	21.0	22.0	26.0	3.84	3.36	3.52	4.16
S-19	3025	3025208	160	80°	00:35	00:35	00:30	00:35	14.0	20.0	19.0	19.0	2.24	3.20	3.04	3.04
S-20	3025	3025208	160	90°	00:35	00:30	00:30	00:35	21.0	22.0	22.0	15.0	3.36	3.52	3.52	2.40
S-21	3025	3025208	198	53°	00:35	00:30	00:30	00:35	11.8	12.0	10.5	12.0	1.89	1.92	1.68	1.92
S-22	3025	3025208	198	60°	00:30	00:30	00:30	00:35	25.0	26.0	24.0	25.0	4.00	4.16	3.84	4.00
S-23	3025	3025208	198	70°	00:30	00:35	00:35	00:35	24.0	24.0	24.5	21.0	3.84	3.84	3.92	3.36
S-24	3025	3025208	198	80°	00:35	00:30	00:30	00:35	21.0	18.0	19.0	14.0	3.36	2.88	3.04	2.24
S-25	3025	3025208	198	90°	00:30	00:30	00:30	00:40	21.0	20.0	22.0	17.0	3.36	3.20	3.52	2.72
S-26	3025	3025208	320	53°	00:30	00:30	00:25	00:35	11.0	13.0	12.0	12.0	1.76	2.08	1.92	1.92
S-27	3025	3025208	320	60°	00:25	00:30	00:35	00:35	24.0	25.0	26.0	25.0	3.84	4.00	4.16	4.00
S-28	3025	3025208	320	70°	00:30	00:30	00:30	00:30	24.0	22.0	24.5	23.0	3.84	3.52	3.92	3.68
S-29	3025	3025208	320	80°	00:25	00:30	00:30	00:30	16.0	19.0	18.0	19.0	2.56	3.04	2.88	3.04
S-30	3025	3025208	320	90°	00:30	00:30	00:40	00:40	22.0	22.0	22.0	14.0	3.52	3.52	3.52	2.24
S-31	3025	3025208	171	53°	00:35	00:30	00:30	00:35	10.0	12.0	13.0	12.0	1.60	1.92	2.08	1.92
S-32	3025	3025208	171	60°	00:40	00:35	00:30	00:35	25.0	26.0	23.0	26.0	4.00	4.16	3.68	4.16
S-33	3025	3025208	171	70°	00:35	00:30	00:30	00:35	24.0	24.0	24.5	22.0	3.84	3.84	3.92	3.52
S-34	3025	3025208	171	80°	00:35	00:20	00:30	00:35	18.0	18.5	17.5	18.0	2.88	2.96	2.80	2.88
S-35	3025	3025208	171	90°	00:35	00:30	00:30	00:30	18.0	20.0	19.8	22.0	2.88	3.20	3.17	3.52
S-36	3025	3025208	235	53°	00:30	00:30	00:25	00:35	12.0	13.0	12.0	11.0	1.92	2.08	1.92	1.76
S-37	3025	3025208	235	60°	00:25	00:30	00:30	00:30	20.0	27.0	25.0	26.0	3.20	4.32	4.00	4.16
S-38	3025	3025208	235	70°	00:40	00:30	00:30	00:35	25.0	23.0	24.0	21.0	4.00	3.68	3.84	3.36
S-39	3025	3025208	235	80°	00:35	00:35	00:30	00:35	18.0	16.0	18.0	20.0	2.88	2.56	2.88	3.20
S-40	3025	3025208	235	90°	00:35	00:30	00:30	00:35	20.0	22.0	18.0	20.0	3.20	3.52	2.88	3.20
S-41	3025	3025208	383	53°	00:30	00:30	00:30	00:35	13.0	12.0	13.0	10.0	2.08	1.92	2.08	1.60
S-42	3025	3025208	383	60°	00:30	00:35	00:35	00:35	22.0	26.0	26.0	27.0	3.52	4.16	4.16	4.32
S-43	3025	3025208	383	70°	00:35	00:30	00:30	00:35	25.0	24.0	23.0	22.0	4.00	3.84	3.68	3.52
S-44	3025	3025208	383	80°	00:30	00:30	00:30	00:40	16.0	18.0	20.0	18.0	2.56	2.88	3.20	2.88
S-45	3025	3025208	383	90°	00:30	00:30	00:25	00:35	22.0	22.5	16.0	20.0	3.52	3.60	2.56	3.20
S-46	3025	3025208	300	53°	00:25	00:30	00:35	00:35	11.0	12.0	13.0	12.0	1.76	1.92	2.08	1.92
S-47	3025	3025208	300	60°	00:30	00:30	00:30	00:30	26.0	25.0	22.0	27.0	4.16	4.00	3.52	4.32
S-48	3025	3025208	300	70°	00:25	00:30	00:30	00:30	25.0	25.0	24.0	20.0	4.00	4.00	3.84	3.20
S-49	3025	3025208	300	80°	00:30	00:30	00:40	00:40	20.0	18.0	16.0	18.0	3.20	2.88	2.56	2.88
S-50	3025	3025208	300	90°	00:35	00:30	00:30	00:35	22.0	21.0	22.0	15.0	3.52	3.36	3.52	2.40

Número Ensayo	Banco	Proyecto	Número Blasthole	Ángulo Inserción	Tiempo Corte				Longitud Corte				Peso Asegurado			
					T1	T2	T3	T4	C1	C2	C3	C4	P1	P2	P3	P4
S-150	3025	3025208	132	90°	00:40	00:35	00:30	00:35	20.0	18.0	20.0	21.0	3.20	2.88	3.20	3.36
S-151	3025	3025208	70	53°	00:35	00:30	00:30	00:35	12.0	12.0	12.0	12.0	2.15	1.92	2.43	1.92
S-152	3025	3025208	70	60°	00:35	00:20	00:30	00:35	25.0	25.0	23.0	25.0	4.00	4.00	3.68	4.00
S-153	3025	3025208	70	70°	00:35	00:30	00:30	00:30	23.0	23.1	23.0	23.0	3.68	3.70	3.68	3.68
S-154	3025	3025208	70	80°	00:30	00:30	00:25	00:35	18.0	18.0	18.0	18.0	2.88	2.88	2.88	2.88
S-155	3025	3025208	70	90°	00:25	00:30	00:30	00:30	20.0	20.4	20.0	20.0	3.20	3.27	3.20	3.20
S-156	3025	3025208	199	53°	00:40	00:30	00:35	00:35	12.0	12.0	12.0	12.0	1.92	2.22	2.18	1.92
S-157	3025	3025208	199	60°	00:35	00:35	00:30	00:35	25.0	25.0	25.0	25.0	4.00	3.60	4.00	4.00
S-158	3025	3025208	199	70°	00:35	00:35	00:30	00:35	23.0	24.0	23.0	23.0	3.68	3.84	3.68	3.68
S-159	3025	3025208	199	80°	00:35	00:30	00:35	00:35	18.0	18.0	19.0	18.0	2.88	2.88	3.04	2.88
S-160	3025	3025208	199	90°	00:30	00:30	00:30	00:35	20.0	18.7	20.0	20.0	3.20	2.99	3.20	3.20
S-161	3025	3025208	165	53°	00:30	00:35	00:35	00:35	12.0	12.0	12.0	12.0	1.92	2.36	1.92	2.18
S-162	3025	3025208	165	60°	00:35	00:30	00:30	00:35	25.0	25.0	25.0	25.0	4.00	3.45	4.00	4.00
S-163	3025	3025208	165	70°	00:30	00:30	00:30	00:40	23.0	25.0	23.0	23.0	3.68	4.00	3.68	3.68
S-164	3025	3025208	165	80°	00:30	00:30	00:25	00:35	18.0	18.0	18.0	18.0	2.88	2.88	2.88	2.88
S-165	3025	3025208	165	90°	00:25	00:30	00:35	00:35	20.0	20.7	20.0	20.0	3.20	3.32	3.20	3.20
S-166	3025	3025208	100	53°	00:30	00:30	00:30	00:30	11.0	12.0	11.0	15.0	1.76	1.92	2.45	2.40
S-167	3025	3025208	100	60°	00:25	00:30	00:30	00:30	25.0	26.0	27.0	23.0	4.00	4.00	4.32	3.68
S-168	3025	3025208	100	70°	00:30	00:30	00:25	00:35	23.0	24.0	23.0	22.0	3.68	3.84	3.68	3.52
S-169	3025	3025208	100	80°	00:25	00:30	00:35	00:35	16.8	18.0	17.5	19.0	2.69	2.88	2.80	3.04
S-170	3025	3025208	100	90°	00:30	00:30	00:30	00:30	20.0	23.0	19.0	20.0	3.20	3.68	3.04	3.20
S-171	3025	3025208	220	53°	00:25	00:30	00:30	00:30	13.0	12.0	10.8	12.0	2.08	1.92	1.73	1.92
S-172	3025	3025208	220	60°	00:30	00:30	00:40	00:40	26.8	25.0	24.4	25.0	4.00	3.87	3.91	4.00
S-173	3025	3025208	220	70°	00:35	00:30	00:30	00:35	22.5	23.0	23.5	23.0	3.60	3.68	3.76	3.68
S-174	3025	3025208	220	80°	00:40	00:35	00:30	00:35	18.0	16.0	20.0	18.0	2.88	2.56	3.20	2.88
S-175	3025	3025208	220	90°	00:35	00:30	00:30	00:35	20.0	19.0	20.0	21.0	3.20	3.04	3.20	3.36
S-176	3025	3025208	77	53°	00:35	00:20	00:30	00:35	11.0	12.0	13.0	12.0	1.94	1.92	2.08	2.34
S-177	3025	3025208	77	60°	00:35	00:30	00:30	00:30	25.0	24.0	25.4	25.0	4.00	3.84	4.07	4.00
S-178	3025	3025208	77	70°	00:30	00:30	00:25	00:35	23.0	23.5	22.0	23.0	3.68	3.76	3.52	3.68
S-179	3025	3025208	77	80°	00:25	00:30	00:30	00:30	18.0	19.2	18.0	17.0	2.88	3.08	2.88	2.72
S-180	3025	3025208	77	90°	00:40	00:30	00:35	00:35	20.0	19.8	20.0	19.7	3.20	3.17	3.20	3.16
S-181	3025	3025208	200	53°	00:35	00:35	00:25	00:35	12.0	15.0	12.0	10.0	2.13	2.40	1.92	1.89
S-182	3025	3025208	200	60°	00:35	00:35	00:35	00:35	25.0	27.0	25.4	23.0	3.65	3.78	4.07	3.68
S-183	3025	3025208	200	70°	00:35	00:30	00:35	00:35	23.0	22.0	23.0	23.0	3.68	3.52	3.68	3.68
S-184	3025	3025208	200	80°	00:30	00:30	00:30	00:35	18.0	18.0	19.0	16.0	2.88	2.88	3.04	2.56
S-185	3025	3025208	200	90°	00:30	00:40	00:35	00:35	20.0	19.0	20.0	20.5	3.20	3.04	3.20	3.28
S-186	3025	3025208	303	53°	00:35	00:30	00:35	00:35	12.0	12.0	10.0	12.0	2.35	2.00	1.60	2.17
S-187	3025	3025208	303	60°	00:30	00:25	00:30	00:40	26.0	25.0	24.5	25.0	3.45	4.00	3.92	3.85
S-188	3025	3025208	303	70°	00:30	00:30	00:30	00:35	23.0	22.0	25.0	23.2	3.68	3.52	4.00	3.72
S-189	3025	3025208	303	80°	00:25	00:30	00:35	00:35	18.4	18.0	17.5	18.0	2.95	2.88	2.80	2.88
S-190	3025	3025208	303	90°	00:30	00:30	00:30	00:30	20.0	22.0	18.0	21.0	3.20	3.52	2.88	3.36
S-191	3025	3025208	104	53°	00:25	00:30	00:40	00:30	12.0	10.5	12.0	13.0	2.62	1.68	2.00	2.08
S-192	3025	3025208	104	60°	00:30	00:30	00:25	00:35	25.0	26.0	25.0	24.0	3.25	4.16	3.87	3.84
S-193	3025	3025208	104	70°	00:25	00:30	00:35	00:35	23.0	22.5	23.0	24.0	3.68	3.60	3.68	3.84
S-194	3025	3025208	104	80°	00:30	00:35	00:35	00:30	18.0	20.0	18.0	16.0	2.88	3.20	2.88	2.56
S-195	3025	3025208	104	90°	00:25	00:30	00:35	00:30	20.0	21.0	20.0	18.8	3.20	3.36	3.20	3.01
S-196	3025	3025208	273	53°	00:30	00:30	00:40	00:40	12.0	11.0	11.0	15.0	1.92	2.54	1.98	2.40
S-197	3025	3025208	273	60°	00:35	00:35	00:30	00:35	25.0	23.0	26.5	25.0	4.00	3.68	4.24	4.00
S-198	3025	3025208	273	70°	00:40	00:35	00:30	00:35	23.0	23.5	23.5	22.0	3.68	3.76	3.76	3.52
S-199	3025	3025208	273	80°	00:35	00:35	00:30	00:35	18.0	19.5	16.5	18.0	2.88	3.12	2.64	2.88
S-200	3025	3025208	273	90°	00:35	00:25	00:30	00:35	20.0	22.0	18.0	20.0	3.20	3.52	2.88	3.20

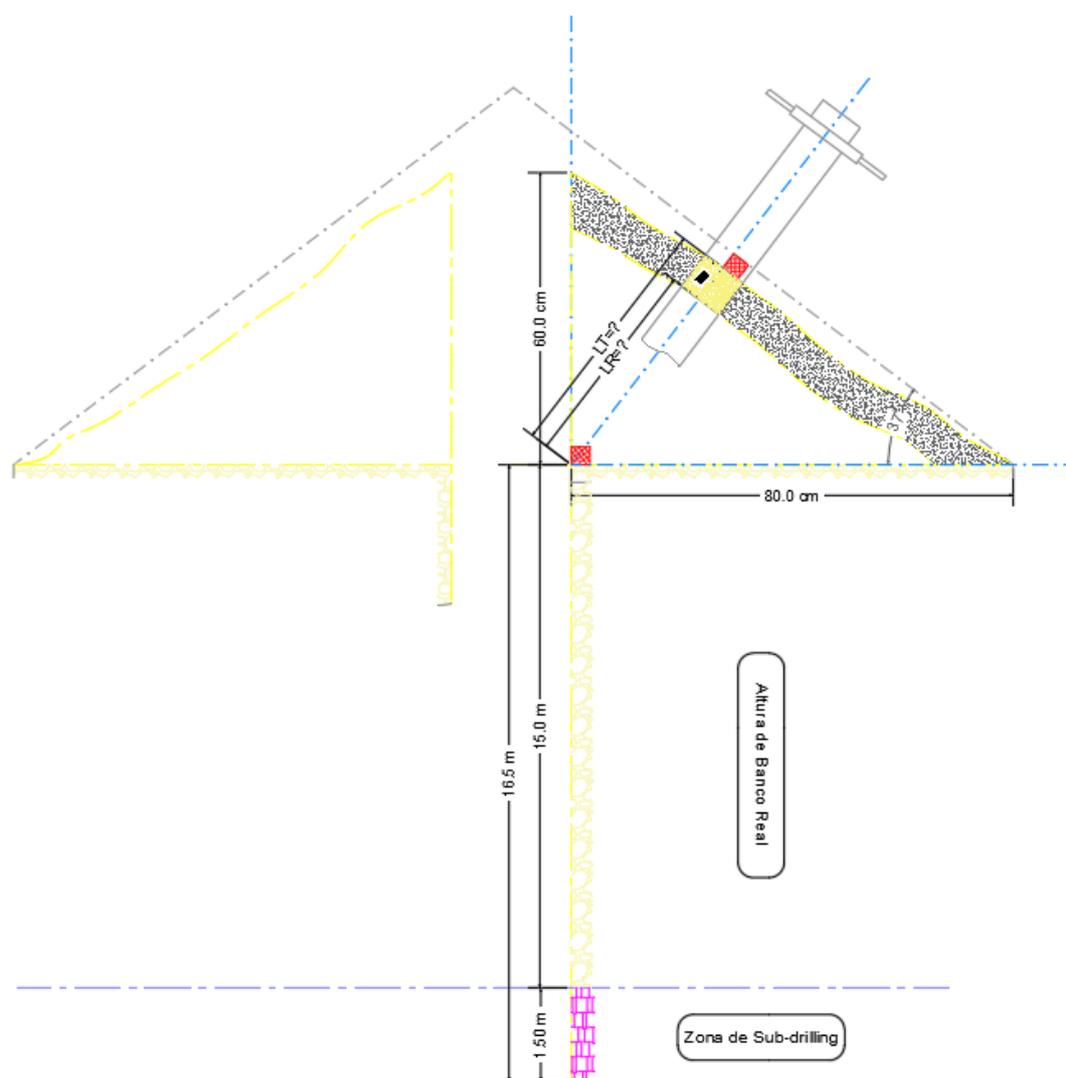
ANEXOS I: Datos de campo obtenidos con Equipo Auger / BHs-Py 3025208

Número Ensayo	Banco	Proyecto	Numero Blasthole	Ángulo Inserción	Tiempo Corte				Longitud Corte				Peso Asegurado			
					T1	T2	T3	T4	C1	C2	C3	C4	P1	P2	P3	P4
S-01	3025	3025208	111	53°	00:20	00:35	00:20	00:20	30.0	29.4	30.0	30.0	1.60	1.57	1.60	1.60
S-02	3025	3025208	111	60°	00:20	00:30	00:30	00:25	35.0	35.0	35.0	35.0	2.80	2.80	2.80	2.80
S-03	3025	3025208	111	70°	00:20	00:30	00:30	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-04	3025	3025208	111	80°	00:25	00:30	00:30	00:25	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-05	3025	3025208	111	90°	00:25	00:30	00:20	00:20	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60
S-06	3025	3025208	271	53°	00:20	00:30	00:30	00:20	30.0	30.0	30.5	30.0	1.60	1.60	1.63	1.60
S-07	3025	3025208	271	60°	00:20	00:30	00:30	00:20	35.0	35.6	35.0	35.0	2.80	2.85	2.80	2.80
S-08	3025	3025208	271	70°	00:20	00:35	00:35	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-09	3025	3025208	271	80°	00:20	00:35	00:30	00:25	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-10	3025	3025208	271	90°	00:25	00:35	00:35	00:20	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60
S-11	3025	3025208	141	53°	00:25	00:30	00:30	00:25	30.0	30.7	30.0	30.0	1.60	1.64	1.60	1.60
S-12	3025	3025208	141	60°	00:25	00:35	00:35	00:25	35.0	34.8	35.0	35.0	2.80	2.78	2.80	2.80
S-13	3025	3025208	141	70°	00:15	00:35	00:15	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-14	3025	3025208	141	80°	00:20	00:30	00:30	00:15	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-15	3025	3025208	141	90°	00:20	00:30	00:30	00:20	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60
S-16	3025	3025208	170	53°	00:20	00:20	00:20	00:20	30.0	30.0	30.0	30.0	1.60	1.60	1.60	1.60
S-17	3025	3025208	170	60°	00:20	00:20	00:30	00:20	35.0	36.0	35.0	35.0	2.80	2.88	2.80	2.80
S-18	3025	3025208	170	70°	00:20	00:20	00:20	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-19	3025	3025208	170	80°	00:20	00:30	00:25	00:25	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-20	3025	3025208	170	90°	00:20	00:20	00:20	00:20	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60
S-21	3025	3025208	198	53°	00:20	00:30	00:30	00:30	30.0	29.0	30.0	29.0	1.60	1.55	1.60	1.55
S-22	3025	3025208	198	60°	00:20	00:20	00:20	00:20	35.0	35.0	34.7	35.0	2.80	2.80	2.77	2.80
S-23	3025	3025208	198	70°	00:10	00:30	00:30	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-24	3025	3025208	198	80°	00:20	00:30	00:10	00:20	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-25	3025	3025208	198	90°	00:20	00:30	00:30	00:15	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60
S-26	3025	3025208	200	53°	00:20	00:30	00:30	00:25	24.0	30.0	25.0	28.4	1.28	1.60	1.33	1.51
S-27	3025	3025208	200	60°	00:20	00:35	00:35	00:20	35.0	35.0	35.0	35.0	2.80	2.80	2.80	2.80
S-28	3025	3025208	200	70°	00:20	00:15	00:30	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-29	3025	3025208	200	80°	00:25	00:30	00:30	00:20	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-30	3025	3025208	200	90°	00:25	00:30	00:25	00:15	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60
S-31	3025	3025208	171	53°	00:20	00:35	00:20	00:20	28.0	28.0	30.0	28.0	1.49	1.49	1.60	1.49
S-32	3025	3025208	171	60°	00:20	00:30	00:30	00:25	35.0	35.0	35.0	35.0	2.80	2.80	2.80	2.80
S-33	3025	3025208	171	70°	00:20	00:30	00:30	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-34	3025	3025208	171	80°	00:25	00:30	00:30	00:25	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-35	3025	3025208	171	90°	00:25	00:30	00:20	00:20	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60
S-36	3025	3025208	235	53°	00:20	00:30	00:30	00:20	30.0	25.0	30.0	25.0	1.60	1.33	1.60	1.33
S-37	3025	3025208	235	60°	00:20	00:30	00:30	00:20	35.0	35.0	35.0	35.0	2.80	2.80	2.80	2.80
S-38	3025	3025208	235	70°	00:20	00:35	00:35	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-39	3025	3025208	235	80°	00:20	00:35	00:30	00:25	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-40	3025	3025208	235	90°	00:25	00:35	00:35	00:20	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60
S-41	3025	3025208	383	53°	00:25	00:30	00:30	00:25	30.0	30.0	26.0	30.0	1.60	1.60	1.39	1.60
S-42	3025	3025208	383	60°	00:25	00:35	00:35	00:25	35.0	35.0	35.0	35.0	2.80	2.80	2.80	2.80
S-43	3025	3025208	383	70°	00:15	00:35	00:15	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-44	3025	3025208	383	80°	00:20	00:30	00:30	00:15	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-45	3025	3025208	383	90°	00:20	00:30	00:30	00:20	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60
S-46	3025	3025208	82	53°	00:20	00:20	00:20	00:20	30.0	30.0	30.0	30.0	1.60	1.60	1.60	1.60
S-47	3025	3025208	82	60°	00:20	00:20	00:30	00:20	35.0	35.0	35.0	35.0	2.80	2.80	2.80	2.80
S-48	3025	3025208	82	70°	00:20	00:20	00:20	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-49	3025	3025208	82	80°	00:20	00:30	00:25	00:25	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-50	3025	3025208	82	90°	00:20	00:20	00:20	00:20	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60

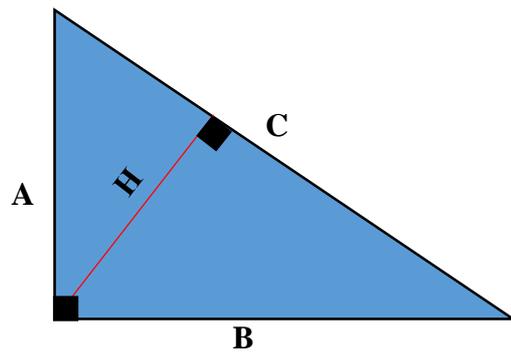
Número Ensayo	Banco	Proyecto	Numero Blasthole	Ángulo Inserción	Tiempo Corte				Longitud Corte				Peso Asegurado			
					T1	T2	T3	T4	C1	C2	C3	C4	P1	P2	P3	P4
S-150	3025	3025208	132	90°	00:20	00:30	00:30	00:30	30.0	30.0	29.8	30.0	3.60	3.60	3.57	3.60
S-151	3025	3025208	70	53°	00:20	00:30	00:30	00:15	30.0	30.0	30.0	30.0	1.60	1.60	1.60	1.60
S-152	3025	3025208	70	60°	00:20	00:30	00:30	00:25	35.0	35.0	35.0	35.0	2.10	2.45	2.80	2.15
S-153	3025	3025208	70	70°	00:20	00:35	00:35	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-154	3025	3025208	70	80°	00:20	00:15	00:30	00:20	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-155	3025	3025208	70	90°	00:20	00:30	00:30	00:15	30.0	30.0	30.0	30.0	3.60	3.60	3.60	3.60
S-156	3025	3025208	199	53°	00:20	00:30	00:30	00:20	30.0	30.0	29.0	30.0	1.60	1.60	1.55	1.60
S-157	3025	3025208	199	60°	00:20	00:20	00:20	00:20	35.0	35.0	34.0	35.0	2.20	2.64	2.72	2.80
S-158	3025	3025208	199	70°	00:20	00:20	00:30	00:20	33.0	33.0	33.0	33.0	2.64	2.64	2.64	2.64
S-159	3025	3025208	199	80°	00:20	00:20	00:20	00:20	31.0	31.0	31.0	31.0	3.30	3.30	3.30	3.30
S-160	3025	3025208	199	90°	00:20	00:30	00:25	00:25	30.0	30.8	30.0	29.2	3.60	3.69	3.60	3.50
S-161	3025	3025208	165	53°	00:20	00:35	00:30	00:20	30.0	29.6	28.0	30.0	1.60	1.58	1.49	1.60
S-162	3025	3025208	165	60°	00:20	00:20	00:20	00:20	35.0	35.4	34.6	35.0	2.30	2.64	2.77	2.65
S-163	3025	3025208	165	70°	00:20	00:30	00:25	00:25	33.0	30.4	33.0	33.0	2.64	2.43	2.64	2.64
S-164	3025	3025208	165	80°	00:20	00:20	00:20	00:20	31.0	29.0	30.0	31.0	3.30	3.09	3.20	3.30
S-165	3025	3025208	165	90°	00:20	00:30	00:30	00:30	30.0	30.0	29.0	31.0	3.60	3.60	3.48	3.72
S-166	3025	3025208	100	53°	00:20	00:30	00:30	00:15	28.0	30.0	29.7	30.3	1.49	1.60	1.58	1.61
S-167	3025	3025208	100	60°	00:20	00:30	00:30	00:25	33.0	35.0	37.0	35.0	2.64	2.45	2.96	2.14
S-168	3025	3025208	100	70°	00:20	00:35	00:35	00:20	32.6	33.0	33.4	33.0	2.61	2.64	2.67	2.64
S-169	3025	3025208	100	80°	00:20	00:15	00:30	00:20	30.0	32.0	31.0	31.0	3.20	3.41	3.30	3.30
S-170	3025	3025208	100	90°	00:20	00:30	00:30	00:15	32.0	30.0	28.0	30.0	3.84	3.60	3.36	3.60
S-171	3025	3025208	220	53°	00:20	00:30	00:30	00:20	30.0	29.0	28.0	30.0	1.60	1.55	1.49	1.60
S-172	3025	3025208	220	60°	00:20	00:30	00:30	00:30	35.0	34.9	35.1	35.0	2.40	2.79	2.81	2.70
S-173	3025	3025208	220	70°	00:20	00:20	00:20	00:20	33.0	32.0	33.0	33.0	2.64	2.56	2.64	2.64
S-174	3025	3025208	220	80°	00:10	00:30	00:30	00:20	31.0	2.7	33.0	31.0	3.30	0.29	3.52	3.30
S-175	3025	3025208	220	90°	00:20	00:30	00:10	00:20	30.6	30.0	29.4	30.0	3.67	3.60	3.52	3.60
S-176	3025	3025208	77	53°	00:20	00:30	00:30	00:15	29.7	30.0	30.3	30.0	1.58	1.60	1.61	1.60
S-177	3025	3025208	77	60°	00:20	00:30	00:30	00:25	35.4	35.0	35.0	35.0	2.58	2.40	2.80	2.80
S-178	3025	3025208	77	70°	00:20	00:35	00:35	00:20	32.8	33.0	33.2	33.0	2.62	2.64	2.65	2.64
S-179	3025	3025208	77	80°	00:20	00:15	00:30	00:20	31.0	29.0	33.0	31.0	3.30	3.09	3.52	3.30
S-180	3025	3025208	77	90°	00:20	00:30	00:30	00:15	30.0	30.0	31.0	30.0	3.60	3.60	3.72	3.60
S-181	3025	3025208	200	53°	00:20	00:30	00:30	00:20	25.0	29.0	31.0	30.0	1.33	1.55	1.65	1.60
S-182	3025	3025208	200	60°	00:20	00:20	00:20	00:20	35.0	35.0	35.0	35.0	2.80	2.34	2.80	2.80
S-183	3025	3025208	200	70°	00:20	00:20	00:30	00:20	33.0	32.2	33.8	33.0	2.64	2.57	2.70	2.64
S-184	3025	3025208	200	80°	00:20	00:20	00:20	00:20	31.0	31.0	30.9	31.1	3.30	3.30	3.29	3.31
S-185	3025	3025208	200	90°	00:20	00:30	00:25	00:25	30.0	30.1	30.0	29.9	3.60	3.61	3.60	3.58
S-186	3025	3025208	303	53°	00:20	00:20	00:20	00:20	30.0	26.0	30.0	28.0	1.55	1.39	1.50	1.49
S-187	3025	3025208	303	60°	00:20	00:30	00:30	00:30	37.0	30.0	36.0	37.0	2.96	2.40	2.88	2.30
S-188	3025	3025208	303	70°	00:20	00:20	00:20	00:20	32.0	34.0	31.0	33.0	2.56	2.72	2.48	2.64
S-189	3025	3025208	303	80°	00:10	00:30	00:30	00:20	29.0	31.0	33.0	31.0	3.09	3.30	3.52	3.30
S-190	3025	3025208	303	90°	00:20	00:30	00:10	00:20	30.0	28.0	32.0	30.0	3.60	3.36	3.84	3.60
S-191	3025	3025208	104	53°	00:20	00:20	00:20	00:20	30.0	29.2	30.8	30.0	1.55	1.56	1.64	1.60
S-192	3025	3025208	104	60°	00:20	00:30	00:25	00:25	35.1	35.0	34.9	35.0	2.81	2.80	2.79	2.45
S-193	3025	3025208	104	70°	00:20	00:20	00:20	00:20	32.3	32.0	33.7	33.0	2.58	2.56	2.69	2.64
S-194	3025	3025208	104	80°	00:20	00:30	00:30	00:30	31.0	33.0	29.0	31.0	3.30	3.52	3.09	3.30
S-195	3025	3025208	104	90°	00:20	00:30	00:30	00:15	29.6	30.0	30.4	30.0	3.55	3.60	3.64	3.60
S-196	3025	3025208	273	53°	00:20	00:30	00:30	00:25	27.0	29.8	30.0	31.0	1.44	1.59	1.30	1.65
S-197	3025	3025208	273	60°	00:20	00:35	00:35	00:20	35.0	33.2	34.0	36.8	2.65	2.65	2.72	2.30
S-198	3025	3025208	273	70°	00:20	00:15	00:30	00:20	33.0	33.0	33.9	32.1	2.64	2.64	2.71	2.57
S-199	3025	3025208	273	80°	00:20	00:30	00:30	00:15	29.0	31.0	31.0	33.0	3.09	3.30	3.30	3.52
S-200	3025	3025208	273	90°	00:20	00:30	00:30	00:20	30.0	30.8	29.2	30.0	3.60	3.69	3.50	3.60

ANEXOS J: Cálculo de la conformación real del cono de blastholes

Para determinar la obtención de la longitud de conformación límite del cono de blasthole y analizar los alcances máximos de corte de los métodos de muestreo con equipo Auger y Tubo; se desarrolló de la siguiente forma:



Por teorema de “Relaciones Métricas”, se tiene que:



$$A * B = H * C, \text{ despejando "H" se tiene: } H = \frac{A * B}{C} \dots \dots \dots (i)$$

También sabemos que por el teorema de “Pitágoras”:

$$C^2 = A^2 + B^2 \dots \dots \dots (ii)$$

Reemplazando valores en (ii)

$$C = \sqrt{(60.0 \text{ cm})^2 + (80.0 \text{ cm})^2} = 100.0 \text{ cm}$$

Ahora reemplazamos en (i)

$$LT = \frac{60.0 \text{ cm} * 80.0 \text{ cm}}{100.0 \text{ cm}} = 48.0 \text{ cm}$$

Esto quiere decir que de los 16.5 m de longitud de toda la columna de perforación más el sub-drilling, da una **longitud total** de conformación en el cono de blasthole de **LT= 48.0 cm.**

Donde la longitud de conformación del **sub-drilling** en el cono de blasthole; esto por regla de “Tres simple” será:

$$x'' = \frac{48.0 \text{ cm} * 1.50 \text{ m}}{16.5 \text{ m}} = 4.36 \text{ cm}$$

Entonces esto quiere decir que de los 1.50 m de **sub-drilling** tendremos una longitud conformada de **x'' = 4.36 cm** sobre la superficie del cono de blasthole.

Po lo tanto tendremos una *longitud real* (LR) de la conformación del cono de blasthole de:

$$LR = 48.0 \text{ cm} - 4.36 \text{ cm} = 44.0 \text{ cm} \approx 100\%$$

Esta distancia de $LR = 44.0 \text{ cm}$ será utilizado para evaluar el **alcance máximo de corte**, uno de los criterios técnicos de evaluación para determinar que método de muestreo utilizado es más confiable para asegurar la representatividad de las leyes de ensayos.



ANEXOS K: Desarrollo del Protocolo de Muestreo

ANEXO K-1: Protocolo para el muestreo de blasthole

7.2.1. MUESTREO DE BLASTHOLES

Para la ejecución de los trabajos de Muestreo de Blastholes se considerará la Fase 3, 4 y 5, descritos a continuación:

a. Muestreo de Blastholes en Fase 3

Sabiendo que la mineralización de esta zona presenta ley media y alta, se muestrea el total de Blastholes perforados por guardia "A" y "B", como sigue:

- El personal de Muestras Geología, dirigido por un líder de grupo, ubica el proyecto a ser muestreado, según el plano de Mallas de perforación proporcionado por el Supervisor de Geología SPOC.
- El muestreador encargado del etiquetado, realiza las siguientes actividades correspondientes a su responsabilidad:
 - ✓ Identifica los blastholes a ser muestreados con la ayuda del plano de la malla de perforación.
 - ✓ Marca o resalta los blastholes a ser muestreados con un código definido por día, para su rápida identificación.
 - ✓ Coloca bolsas de Loma sobre cada blasthole a ser muestreado.



- Los muestreadores realizan el muestreo de los blastholes en cuatro (4) puntos equidistantes del cono de detrusus con un ángulo de 60°-70° con su respectivo tubo de muestreo la cantidad de 25 a 30 Blastholes por día, con un peso promedio de 12 kg por muestra.



- El muestreador encargado del etiquetado procede a codificar cada muestra, según el nivel del banco, número de proyecto y número de taladro.



- Los muestreadores proceden al recojo de las bolsas con muestras etiquetadas y al amarrado con su respectiva cinta roja.

Nota:
Para las muestras de control QM/QC, "Duplicados Pulpa - DPLP", se utilizarán cintas de color blanco y rojo para su identificación.

ANEXO K-2: Protocolo para el muestreo de blasthole (continuación)

<p>b. Muestreo de Blastholes en Fase 4 Sabido que la mineralización de esta zona presenta ley baja, media y alta, se muestrea considerando el Modelo de Bloques a Corto Plazo; en zonas de ley baja considerado como Desmonte, se muestrea dejando cada dos blastholes y para zonas de ley media y alta, se muestrea el total de Blastholes perforados por guarda "A" y "B".</p> <ul style="list-style-type: none"> El personal de Muestras Geología, dirigido por un líder de grupo; ubica el proyecto a ser muestreado, según el plano de Mallas de perforación proporcionado por el Supervisor de Geología SPOC. El muestreador encargada del etiquetado, realiza las siguientes actividades correspondientes a su responsabilidades: <ul style="list-style-type: none"> ✓ Identifica los blastholes a ser muestreados con la ayuda del plano de la malla de perforación. ✓ Marca o resalta los blastholes a ser muestreados con códigos definidos: "R" para muestras enviadas al laboratorio Rayos X, "C" para muestras enviadas al laboratorio metalúrgico de planta concentradora y "D" para muestras enviadas a ambos laboratorios. ✓ Coloca bolsas de Plástico para laboratorio Rayos X y Concentradora, sobre cada blastholes a ser muestreado.  <ul style="list-style-type: none"> Los muestreadores realizan el muestreo de los blastholes en cuatro (4) puntos, equidistantes del cono de detritus con un ángulo de 60°-70° con su respectivo tubo de muestreo, la cantidad de 25 a 30 Blastholes por perforadora, con un peso promedio de 12 Kg por muestra. 	 <ul style="list-style-type: none"> Culminado el muestreo de los Blastholes, se procede al traslado de las muestras al laboratorio metalúrgico de planta concentradora para su respectivo análisis.  <ul style="list-style-type: none"> El muestreador encargado del etiquetado una vez que se encuentre en oficina procedera al ingreso de las muestras al Software SIO.
----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------

ANEXO K-3: Protocolo para el muestreo de blasthole (continuación)



- El muestreo encargado del etiquetado procede a codificar cada muestra, según el nivel del banco, número de proyecto y número de taladro.



- Los muestreos proceden al recojo de las bolsas con muestras etiquetadas y al amarrado con su respectiva cinta roja para muestras enviadas al Laboratorio de Rayos X y Cinta blanca para muestra enviadas al laboratorio metalúrgico de planta concentradora.

- El muestreo encargado del etiquetado una vez que se encuentre en oficina procederá al ingreso de las muestras al Software SIO, así como la actualización de la listado de muestras para laboratorio de Rayos X.

- Los desechos de muestras que genera el laboratorio de Rayos X, serán trasladados al Depósito de Inmovilización.



c. Muestreo de Blastholes en Fase 5

Sabiendo que la mineralización de esta zona presenta ley baja y media, se muestra considerando el Modelo de Bloques a Corto Plazo; en zonas de ley baja considerado como Desmonte, se muestra dejando cada dos (02) blastholes y para zonas de ley media, se muestra el total de Blastholes perforados por guarda "A", y "B".

- El personal de Muestras Geología, dirigido por un líder de grupo; ubica el proyecto a ser muestreado, según el plano de Mallas de perforación proporcionado por el Supervisor de Geología SPOC.
- El muestreo encargado del etiquetado, realiza las siguientes actividades correspondientes a su responsabilidad:

- ✓ Identifica los blastholes a ser muestreados con la ayuda del plano de la malla de perforación.
- ✓ Marca o resalta los blastholes a ser muestreados con códigos definidos: "R" para muestras enviadas al Laboratorio de Rayos X, "C" para muestras enviadas al Laboratorio metalúrgico de planta concentradora y "D" para muestras enviadas a ambos laboratorios.
- ✓ Coloca bolsas de Plástico para Laboratorio de Rayos X y Concentradora, sobre cada blastholes a ser muestreado.

ANEXO K-4: Protocolo para el muestreo de blasthole (continuación)

7.2.2. CONTROL DE MUESTRAS QA/QC

Para la ejecución de los trabajos de Control de Muestras QA/QC de los Blastholes muestreados se considerará la Fase 3 y 4, descritos a continuación:

- Actualizarnos en el software geológico el Modelo de Bloques de Corto Plazo, Malas de Perforación, Topografía, Perforaciones de los turnos "A" y "B".
- Identificar los proyectos en los cuales se realizarán las muestras de control QA/QC.
- Para elegir las muestras de control QA/QC, se toma en consideración el modelo de corto plazo según la siguiente tabla:

MUESTRAS DE CONTROL QA/QC		
TIPO DE MUESTRA	BLV2	RANGO DE LEYES
Blanco Fino	MAS	> 0.320 %Cu
Duplicado Pulpa	DPLP	> 0.320 %Cu
Estándar Ley Baja	STDL	0.100 %Cu < 0.400 %Cu
Estándar Ley Media	STDM	0.400 %Cu < 0.750 %Cu
Estándar Ley Alta	STDH	0.750 %Cu < MAS

- Para las muestras de control QA/QC, siempre se toma en cuenta dos (02) DPLP, uno (01) BLV2 y tres (03) muestras de control que podrán ser: STDL, STDM y STDH, según el Modelo de Corto Plazo.



- Para el control diario de muestras QA/QC, se realiza un resumen de datos en un formato EXCEL, indicando lo siguiente: Fecha, número de proyecto, número de taladro, código de muestra (indicando "D"



- Los muestreos realizan el muestreo de los blastholes en cuatro (4) puntos equidistantes del cono de detritus con un ángulo de 60°-70° con su respectivo tubo de muestreo, la cantidad de 2.5 a 30 Blastholes por perforadora, con un peso promedio de 12 Kg por muestra.



- El muestrero encargado del etiquetado procede a codificar cada muestra, según el nivel del banco, número de proyecto y número de taladro.

ANEXO K-5: Protocolo para el muestreo de blasthole (continuación)

para DPLP y "C" para BLK2, STDL, STDH, código QA/QC, porcentaje de Ley Cobre (%Cu).

- Ingreso de las muestras de control QA/QC al Software SIO, indicando el código QA/QC de cada muestra.
- Seleccionar el material de referencia TARGET Rocks, según las muestras de control que se eligieron y se tienen en el formato Excel para su respectivo etiquetado.



- Terminado el etiquetado del material de referencia TARGET Rocks, se prosigue al traslado al laboratorio Metalúrgico de Planta Concentradora.

7.2.3. CONTROL DE CAMPO

Para la ejecución de los trabajos de Control de Campo donde se lleva a cabo el replanteo de los polígonos de minado en los frentes de minado, se considerará la Fase 3, 4 y 5, descritos a continuación:



- El personal de Muestras Geología, dirigido por un Topógrafo Líder de grupo; ubica el proyecto disparado, según el plan diario de Voladura proporcionado por el Supervisor de Geología SPCC.
- El Topógrafo Líder encargada del control de campo para el replanteo del polígono, realiza las siguientes actividades correspondientes a su responsabilidad:
 - ✓ Verifica el polígono diseñado por el Departamento de Ore Control con el plano de voladura para identificar que sea el proyecto correcto a trabajar.
 - ✓ En el plano verifica nivel de banco, número de proyecto, número de polígono, ley de cobre (Cu) y destino del material (mineral, leach y desmonte).
 - ✓ Importa las notas en formato "gcs" al colector de datos del equipo GPS Topcon para su respectivo replanteo.
 - ✓ Empieza el replanteo con la ayuda de los (02) muestreos auxiliares, dejando estacas de madera de 1.00 m de largo, cada 10.0 m según la geometría del polígono replanteado.

ANEXO K-6: Protocolo para el muestreo de blasthole (continuación)

✓ De acuerdo a la clasificación vigente se asigna el color de cinta de acuerdo al tipo de material a ser minado.

Descripción (Tipo de Materia)	Color de Cinta	Figura
Derrame	Cinta Blanca	
Lavado (Lobot)	Cinta Verde	
Mineral	Cinta Rojo	
Spill	Cinta Amarillo	

✓ Luego de replantear la geometría del polígono se completa la información con la cruzeta de identificación del material a ser minado.

- Una vez culminado el replanteo de los polígonos, se pasa a informar por Radio al supervisor de zona (O2 para fase 03, O3 para fase 05 y O4 para fase 04), indicando que tipo de material se replanteo.

8. REUNIONES Y COORDINACIONES

- Se realizaran reuniones diarias de coordinación con la Supervisión de SPOC.
- Se realizaran reuniones semanales de coordinación, la Supervisión indicara el Pre-plan de minado (Movimiento de palas, perforadoras, secuenciamiento de minado, cumplimiento de toneladas y de ley) según Ingeniería y Geología.
- Se realizara el reporte diario y semanal de consumo de materiales.
- Realizara cronograma mensual, trimestral para el Mantenimiento de equipos GPS y camionetas.
- Se tendra un archivero de incidencias que se encuentre en oficina para ser llenado por la supervisión, en caso sea necesario.

ANEXOS L: Plan de cumplimiento de cuotas de material por equipo de carguío

BMSADO AYER																	
PALA	NIVEL	%	TM	Cu	Mo	OrCu	CuSCH	Fe	FeSec	As	Zn	Pb	WI	PyCpy	IS	ISAC	Reca
S01	2905	97	48,928	0.64	0.019	0.019	0.093	4.17	0.393	0.008	0.006	0.004	16.0	4.4	12.8	3.0	Br-qe
S06																	Br-qe
S07																	
S08																	
S09																	
S994																	
L72350	3255	3	1.432	0.70	0.008	0.018	0.045	4.10	0.332	0.006	0.005	0.004	15.9	3.7	9.0	2.6	Br-qe
Promedio	100		50,358	0.64	0.019	0.019	0.092	4.16	0.391	0.008	0.006	0.004	16.0	4.4	12.7	3.0	

PLAN AYER																	
PALA	NIVEL	%	TM	Cu	Mo	OrCu	CuSCH	Fe	FeSec	As	Zn	Pb	WI	PyCpy	IS	ISAC	Reca
S01																	
S01																	
S06	2905	100	60,000	0.75	0.022	0.020	0.098	4.42	0.398	0.010	0.005	0.004	16.0	4.1	15.7	2.7	Br-qe
S07																	
S08																	
S09																	
L71850																	
Promedio	100		60,000	0.75	0.022	0.020	0.098	4.42	0.398	0.010	0.005	0.004	16.0	4.1	15.7	2.7	

LIMITES PERMISIBLES CALIDAD MIN

Oxido de Cu: Máximo 6% del Cobre total.
 Hierro: 3.2%
 OrFe: 0.19%
 Arsénico: Menos de 0.7% en Concentrado.
 Plomo: No relevante.
 Zinc: 0.015%
 Pb: No relevante.
 IS: Dependiera del CuSAC solicitado y del Cu Total.

PLAN FEBRERO																
PLAN BASE ORIGINAL	U.E. FEBRERO	TM	Cu	Mo	OrCu	CuSCH	Fe	FeSec	As	Zn	Pb	WI	PyCpy	IS	ISAC	Mto Analisis
		1,670,000	0.625	0.022	0.016	0.095	4.64	0.375	0.007	0.018	0.006	16.1	5.57	16.8	2.6	1,627,600
		1,565,661	0.625	0.022	0.017	0.092	4.31	0.481	0.011	0.008	0.006	15.7	5.29	18.7	2.7	1,519,661

PLAN HOY																	
PALA	Nivel	%	TM	Cu	Mo	OrCu	CuSCH	Fe	FeSec	As	Zn	Pb	WI	PyCpy	IS	ISAC	Reca
S01																	
S01																	
S06	2905	83	50,000	0.55	0.011	0.016	0.070	4.35	0.376	0.009	0.005	0.005	16.2	5.7	15.6	2.9	Br-qe
S07																	
S08																	
S94	3265	17	10,000	0.70	0.008	0.018	0.045	4.10	0.332	0.006	0.005	0.004	15.9	3.7	9.0	2.6	Br-qe
Promedio	100		60,000	0.58	0.011	0.016	0.068	4.31	0.369	0.009	0.005	0.005	16.2	5.3	14.5	2.9	

CUMPLIMIENTO PROGRAMACION

S01	
S02	
S01	
S06	
S07	
S08	

PLAN B' HOY																	
PALA	Nivel	%	TM	Cu	Mo	OrCu	CuSCH	Fe	FeSec	As	Zn	Pb	WI	PyCpy	IS	ISAC	Reca
C-994	3265	100	10,000	0.70	0.008	0.018	0.045	4.10	0.332	0.006	0.005	0.004	15.9	3.70	10.4	2.6	Br-qe
Promedio	100		10,000	0.70	0.008	0.018	0.045	4.10	0.332	0.006	0.005	0.004	15.9	3.7	10.4	2.6	

ACUMULADO A LA FECHA													
SEMANA	2872	TM	Cu	Mo	OrCu	CuSCH	Fe	As	Zn	Pb	WI	PyCpy	IS
SEMANA 2872		393,987	0.729	0.011	0.017	0.050	3.91	0.007	0.008	15.5	3.2	10.2	
ACUM U.E. SEMANAL		953,943	0.576	0.028	0.018	0.095	4.07	0.011	0.007	15.7	5.7	21.1	
ACUM REAL PLANTA		859,346	0.618	0.041	0.016	0.044	2.97	0.006	0.005	16.4	3.0	10.2	
DIFERENCIA		5,403	0.041	0.015	-0.002	-0.051	-1.10	-0.005	-0.001	0.72	-2.7	-10.9	
ACUM ENVIADO MINA		982,250	0.626	0.034	0.016	0.055	3.22	0.007	0.007	16.0	3.4	10.9	

ACUMULADO LEACH													
REAL	TM	Cu	IS	TM	Cu	IS	TM	Cu	IS	DIFERENCIA	TM	Cu	IS
ACUMULADO 2018 FEBRERO		7,544,230	0.168	24.4	5,987,000	0.204	25.5	1,557,230	-0.036	-1.18			

CARACTERISTICAS DEL MINERAL

S01	Erecha, mineral solicitado, tenos de cuarzo y pirita.
S02	
S02	
S08	
S994	
L71850	Erecha q.s. mineral arcilloso y ferroso.

ENVIADO LEACH DIA			
TM	Cu	IS	
17-Feb	353,651	0.18	20.2
TOTAL			

ANEXOS M: Evaluacion económica del modelo de bloques

Datos:

Tabla N° 23: Datos de ingreso para el cálculo del bloque

Parámetros	Valor	Unidades	Parámetros	Valor	Unidades
Dimensiones del bloque	5*5*15	m	Densidad	1,76	Ton/m ³
Leyes del polígono	Tabla N° 15	%CuT %CuS	Recuperación de planta-lixiviación	80 75	% %
Precio del Cu	2.65	USD/Lb	Costo operacional	1,75	USD/Lb

$$\mathbf{Beneficio (USD) = Ingresos - Costo operacional \dots \dots \dots (I)}$$

También sabemos que:

$$\mathbf{Cu_{fino} = Peso_{libras} * Ley_{Cu} * Rec \dots \dots \dots (II)}$$

Entonces:

$$\begin{aligned} \mathbf{Peso_{libras}} &= 5m * 5m * 15m * 1.76 \frac{Ton}{m^3} = 660.0 Tn * 2,204.6 \frac{Lb}{Ton} \\ &= \mathbf{1,455,036.0 lb} \end{aligned}$$

Reemplazando en (II):

$$\mathbf{Cu_{fino} = \frac{1,455,036.0 lb * 1.277 \% * 0.80}{100} = 14,864.648 lb}$$

Si el precio estimado del Cu es = 2.65 USD/lb, entonces se tendrá un ingreso de:

$$\mathbf{Ingreso = 14,864.648 lb * 2.65 \frac{USD}{lb} = 39,391.317 USD}$$

Ahora el costo operacional de extraer el Cu es = 1.75 USD/lb, entonces tendremos:

$$\mathbf{Costo operacional = 14,864.648 lb * 1.75 \frac{USD}{lb} = 26,013.134 USD}$$

Por lo tanto al reemplazar en (II), tendremos un beneficio por bloque de:

$$\mathbf{Beneficio (USD) = 39,391.317 - 26,013.134 = 13,378.183 USD}$$

ANEXOS N: Cumplimiento mensual de material movido

Material	Tons	%Cu	%Mo	%CuO	%Fe	%S
Mineral a Concentradora (O + RHO)	2,171,646	0.635	0.027	0.016	3.053	13.546
Leach a Botaderos (L + RHL)	11,236,095	0.170	0.001	0.011	3.129	20.454
Desmorte a Botaderos (W + RHW)	6,086,151	0.044	0.001	0.008	2.689	41.212
Minado Total	19,493,892	0.182	0.004	0.010	2.983	26.165
Otros (I+S+O)	554,751	0.489	0.014	0.015	3.235	20.680
Movido Total	20,048,643	0.190	0.004	0.011	2.990	26.014
Relación de Desbroce	7.977					
Nro de días	30					

Material	Tons	%Cu	%Mo	%CuO	%Fe	%S
Mineral a Concentradora (O + RHO)	19,894,815	0.695	0.029	0.018	2.992	14.156
Leach a Botaderos (L + RHL)	94,070,822	0.160	0.002	0.010	3.266	22.470
Desmorte a Botaderos (W + RHW)	107,604,723	0.042	0.001	0.007	2.713	37.338
Minado Total	221,570,360	0.151	0.004	0.009	2.973	28.944
Otros (I+S+O)	4,970,318	0.357	0.012	0.013	2.814	25.877
Movido Total	226,540,678	0.155	0.004	0.009	2.970	28.677
Relación de Desbroce	10.137					
Nro de días	334					

