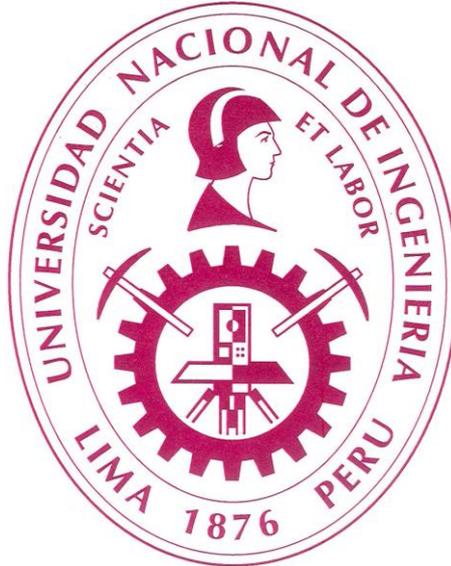


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERAY METALURGICA
ECUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



“PLANIFICACION MINERA Y EL GRADO DE INCERTIDUMBRE”

INFORME DE COMPETENCIA
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR
ROBERT JOEL PEÑA ABREGU

Lima, Perú

2011

DEDICATORIA

Este trabajo está dedicado a las personas que hicieron posible mi formación y desarrollo como Profesional y que me han acompañado a lo largo de este camino que recién comienzo, que ha sido tan difícil y tan gratificante a la vez.

A mi esposa Hilda, a mis hijos Alonso y Adrián, a mis Padres y hermanos. Siempre cuento con ellos aunque no estén a mi lado

AGRADECIMIENTO

A mi Universidad por haberme acogido en sus aulas, a todos mis catedráticos por compartir sus conocimientos y enseñanzas, y en especial a mis Asesores Msc. Fidel Julio Hidalgo Mendieta y al Dr. Alfredo Marín Suarez por la paciencia, apoyo, amistad, y dedicación que me brindó al revisar cada capítulo del presente Informe de Competencia Profesional.

RESUMEN

La operación de la unidad minera de tajo abierto de Cuajone obedece a una evaluación económica que permite determinar la rentabilidad de la operación en un periodo de tiempo y que es variable por el comportamiento de los precios de los metales.

Pero esta actividad depende directamente del yacimiento y del grado de conocimiento que se pueda obtener en virtud de las distintas campañas de perforación que se puedan realizar y de su interpretación.

Pero es posible que tal grado de conocimiento y detalle no sea posible de lograr, por tal motivo es necesario de recurrir a herramientas que permitan medir el grado de desconocimiento o comúnmente llamado Incertidumbre del depósito.

Por tanto el grado de incertidumbre estará asociado a la densidad de información y a los dominios de estimación que se establezcan, de allí la aplicación de métodos no lineales para poder medir el grado de incertidumbre.

Sin desmerecer la interpretación geológica y del proceso que implica arribar a una concepción del depósito y el cual se valida en la operación, es necesario contar con herramientas que permitan validar su consistencia y en qué zonas es necesario dar mayor soporte para este caso se ha llevado a prueba la aplicación del condicionamiento uniforme.

ÍNDICE

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN	iii
ÍNDICE	v
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
INDICE DE TABLAS	viii
INTRODUCCION	1
CAPITULO I: GENERALIDADES	3
1.1. UBICACIÓN	3
1.2. GEOLOGÍA	3
1.2.1. Interpretación del Modelo de Roca	4
1.2.2. Interpretación del Modelo de Alteración	6
1.2.3. Interpretación del Modelo de Mineralización	6
1.2.4. Interpretación del Modelo de Dureza	7
1.3. GEOTECNIA	12
1.3.1. Taludes del Tajo	13
1.3.2. Sectores y Ángulos de Talud	13
CAPITULO II: PLANIFICACION	15
2.1. DATOS ECONÓMICOS	16
2.2. PRECIOS DE LOS METALES	16
2.3. RECUPERACIÓN DE LOS METALES	17
2.4. COSTOS	17

2.4.1.	Asignación de Valor del Bloque	21
2.4.2.	Ley de Corte	21
2.4.3.	Método de Optimización	22
2.4.4.	Necesidades y Requerimientos para la planificación	24
2.4.5.	Resultados de la Programación	25
CAPITULO 3: DEFINICION DEL PROBLEMA		28
3.1.	PROBLEMÁTICA	29
3.2.	CONDICIONAMIENTO UNIFORME.....	30
3.3.	ANÁLISIS ESTADÍSTICO Y GEOSTADÍSTICO	32
3.3.1.	Estadísticas	32
3.3.2.	Variografía.....	33
3.4.	MODELO DE BLOQUES.....	36
3.5.	DESARROLLO DEL CONDICIONAMIENTO UNIFORME	37
CAPITULO IV: ANALISIS DE RESULTADOS		40
CONCLUSIONES		45
RECOMENDACIONES.....		47
BIBLIOGRAFIA		48

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1:	Distribución de Probabilidad
Figura 2:	Ubicación de la Operación
Figura 3:	Vista en Sección del Modelo de Roca
Figura 4:	Vista en Sección del Modelo de Alteración
Figura 5:	Vista en Sección del Modelo de Mineralización
Figura 6:	Geología y ángulos inter-rampas del Tajo Final
Figura 7:	Vista en sección del tajo óptimo a distintos precios
Figura 8:	Productividades Promedio
Figura 9:	Secuencia de Minado
Figura 10:	Sub Fase 5D de Minado
Figura 11:	Anamorfosis Gaussiana
Figura 12:	Gráfico de Distribución y Probabilidad Acumulada
Figura 13:	Mapas Variográfico y Variografía
Figura 14:	Modelo de Bloques
Figura 15:	Validación Cruzada
Figura 16:	Dispersión de Cobre sobre los ejes Principales
Figura 17:	Correlación de Cobre a pequeña y gran distancia
Figura 18:	Anamorfosis para bloques de $5 \times 5 \times 15 \text{ m}^3$ y $20 \times 20 \times 15 \text{ m}^3$
Figura 19:	Probabilidad que sobrepasen una ley de corte de 0.4% de Cobre
Figura 20:	Tonelaje por grado de Certezapor encima de 0.4% de Cobre
Figura 21:	Distribución de Probabilidad a una ley de Corte de 0.4% de Cobre

INDICE DE TABLAS

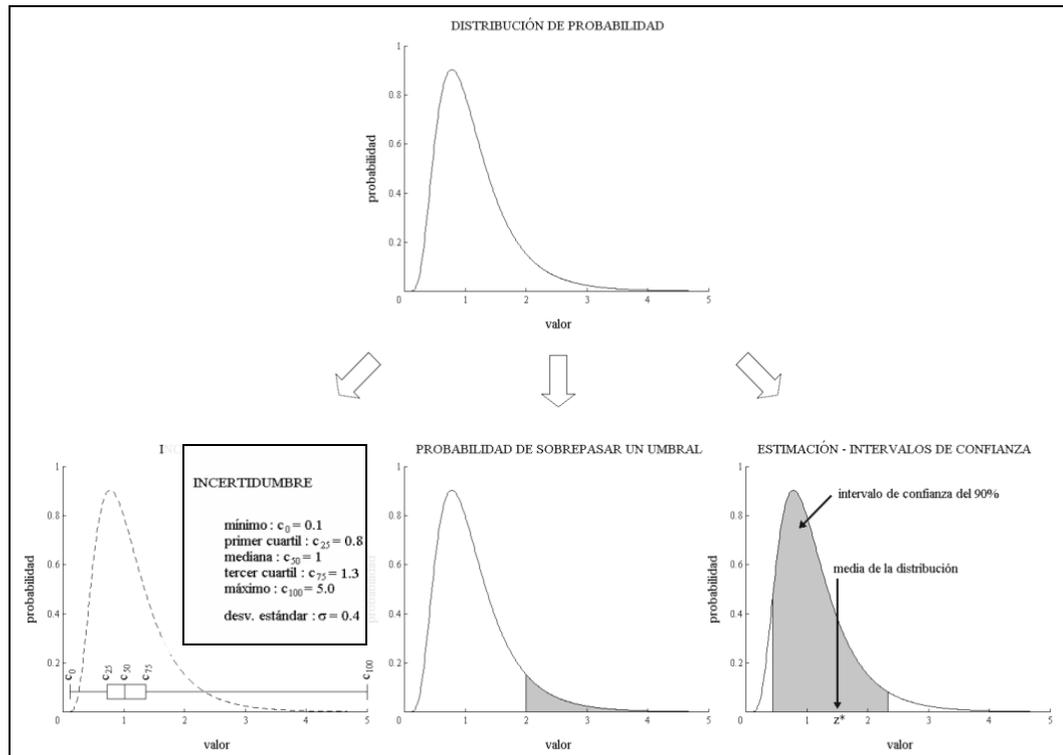
Tabla 1:	Tipo de Roca
Tabla 2:	Tipo de Alteraciones
Tabla 3:	Tipo de Mineralizacion
Tabla 4:	Dureza
Tabla 5:	Angulos Inter Rampa del Tajo Final
Tabla 6:	Costos de Minado
Tabla 7:	Costos de Concentradora
Tabla 8:	Costos Generales
Tabla 9:	Costos de Fundición y Refinación
Tabla 10:	Costos de Tratamiento
Tabla 11:	Costos Unitarios por Regalías Mineras y Ventas
Tabla 12:	Reporte de Reservas a Diciembre del 2010 a 1.8\$/lb de Cobre
Tabla 13:	Reporte de Producción a 25 años
Tabla 14:	Parametros Variograficos

INTRODUCCION

Las técnicas de estimación lineal como el kriging ordinario entregan una estimación de los valores de la variable regionalizada y una varianza de estimación que viene a ser la medida de la precisión del error de estimación. Sin embargo no resulta ser igual a entregar un intervalo de confianza de estimación.

El alcance de la varianza de kriging es que no depende de los valores tomados por los datos, sino de su configuración geométrica y de la estructura espacial de la variable regionalizada. Por ejemplo en una zona donde los datos disponibles toman valores muy cercanos, se espera una estimación más precisa y en una zona donde los datos son muy diferentes la estimación resulta ser incierta, el kriging ordinario no toma esta consideración.

FIGURA 1: DISTRIBUCIÓN DE PROBABILIDAD



Fuente: Libro Xavier Emery 2002, Simulación Estocástica y Geostatística no lineal

Caracterizar los valores desconocidos de la variable regionalizada no por una estimación si no por una distribución de probabilidad (Figura.1), es decir saber la susceptibilidad de cómo podría distribuirse y apreciar la incertidumbre del valor sobre un intervalo de confianza donde el valor real tiene grandes probabilidades de hallarse.

CAPITULO I: GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN

El yacimiento de pórfido de cobre de Cuajone se encuentra ubicado en el Departamento de Moquegua, Provincia de Mariscal Nieto, Distrito Torata y paraje de la Quebrada Chuntacala (Figura.2).

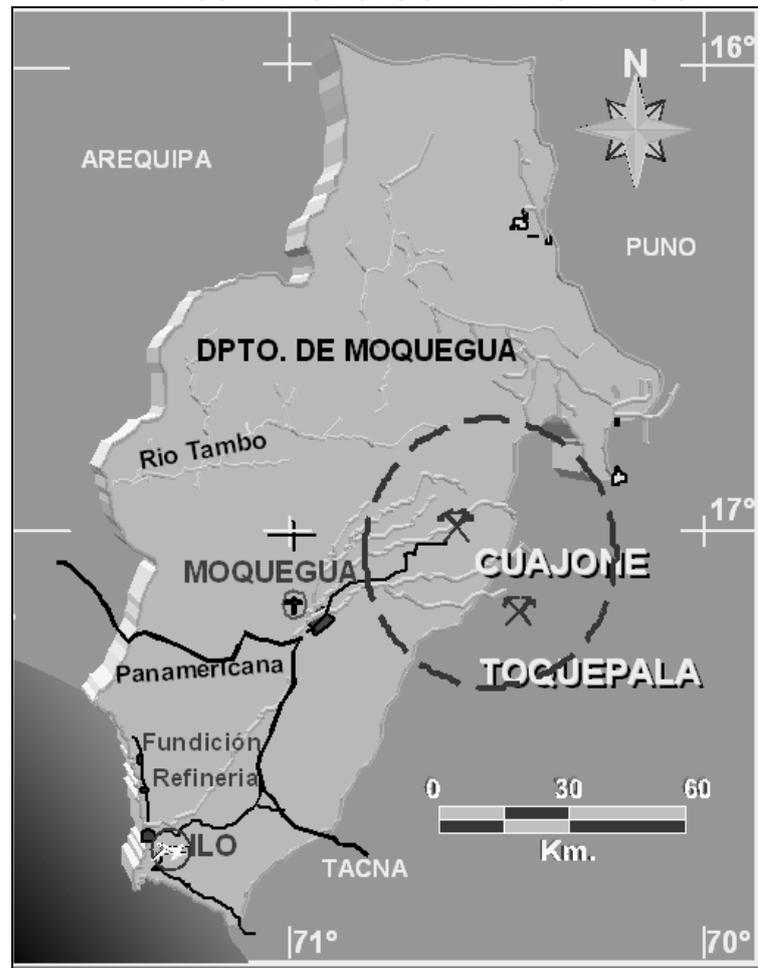
Geográficamente se encuentra entre la las coordenadas UTM:

- 538,200 y 542,000 Este
- 84,000 y 87,800 Norte

1.2. GEOLOGÍA

Para poder realizar la interpretación geológica del yacimiento de Cuajone, se han utilizado un total de 774 taladros de perforación diamantina que han sido realizados en diferentes campañas de perforación desde el año 1942 a la fecha. Adicionalmente se ha considerado el mapeo superficial actualizado del yacimiento.

FIGURA 2: UBICACION DE LA OPERACION



Fuente: Presentación Del Área – Mina Cujone

1.2.1. Interpretación del Modelo de Roca

A través de los años en Cujone se ha podido diferenciar un total de 29 rocas que han sido reconocidas en superficie y por medio de taladros diamantinos en profundidad (Figura. 3).

Se ha tomado en consideración el mapeo geológico actualizado en superficie de los diferentes tipos de roca y 774 logueos de taladros de perforación diamantina que equivalen a 268,853 m. De los cuales adicionalmente 87 taladros han sido re logueados para

determinar los contactos entre los diferentes pulsos intrusivos de Latita Porfírica.

Estas rocas han sido diferenciadas en rocas Pre minerales, rocas Intrusivas y rocas postinearles de acuerdo a la relación adjunta.

TABLA 1: TIPO DE ROCAS

Tipo de Roca	Símbolo	Código	Clasificación
Botaderos	Btx	87.00	
Material Aluvial	AL	51.00	Post Mineral
Pórfido Andesítico	PA	84.00	Post Mineral
Aglomerado Superior	AS	52.00	Post Mineral
Toba Superior	TS	53.00	Post Mineral
Aglomerado Inferior	AI	54.00	Post Mineral
Toba Inferior	TI	55.00	Post Mineral
Toba Cristal	TC	56.00	Post Mineral
Conglomerado Basal	CB	57.00	Post Mineral
Conglomerado Verde/Amarillo	CV/CA	60.00	Post Mineral
Aglomerado Tobáceo	AT	58.00	Post Mineral
Toba Blanca	TB	59.00	Post Mineral
Aglomerado Gris	AG	63.00	Post Mineral
Conglomerado Traquítico	CTR	88.00	Post Mineral
Traquita	TR	61.00	Post Mineral
Vitrófiro/Toba Salmón	VT/TS	62.00	Post Mineral
Conglomerado Riolítico	CR	64.00	Post Mineral
Latita Porfírica 3	LP3	74.00	Intrusiva
Dique	DK	78.00	Intrusiva
Brecha Estéril	BXE (< 0.10% Cu)	65.00	Intrusiva
Brecha Marginal	BXMg (0.10 a 0.40% Cu)	82.00	Intrusiva
Brecha Mineralizada	BXM (> 0.40% Cu)	77.00	Intrusiva
Latita Porfírica 2 (BLP)	LP2	68.00	Intrusiva
Latita Porfírica 1	LP1	67.00	Intrusiva
Diorita	DI	71.00	Intrusiva
Dolerita	DO	90.00	Pre Mineral
Riolita Porfírica	RP	69.00	Pre Mineral
Andesita Basáltica	BA1	70.00	Pre Mineral
Andesita Intrusiva	BA2	66.00	Pre Mineral

Fuente: Área de Geología - Cuajone

1.2.2. Interpretación del Modelo de Alteración

Se tienen determinados ocho diferentes tipos de alteración que han sido seleccionados basados principalmente en los minerales de alteración predominantes que ocurren en los diferentes tipos de roca (Figura. 4).

TABLA 2: TIPO DE ALTERACIONES

Tipo de Alteración	Símbolo	Código
Sin Alteración	VOLCX	300.00
Propilítica	PROP	301.00
Propilítica - Fílica	PFIL	305.00
Argílica Supérgena	ARGS	303.00
Argílica - Fílica	AFIL	304.00
Fílica	FIL	306.00
Fílica - Potásica	FPTK	307.00
Potásica	PTK	309.00
Botaderos	BTX	310.00

Fuente: Área de Geología – Mina Cuajone

1.2.3. Interpretación del Modelo de Mineralización

Actualmente es posible cuantificar los diferentes tipos de minerales mediante el análisis químico del laboratorio en donde se puede identificar mediante el ensaye de cobre secuencial la cantidad o porcentaje de minerales de óxidos, sulfuros enriquecidos y sulfuros primarios de cobre (Figura. 5).

Se considera óxidos a todo el material que tiene un porcentaje de cobre soluble en ácido mayor al 20% del cobre total ($\text{CuSAc} / \text{Cu Total}$) x 100

Se considera sulfuros enriquecidos a todo el material que tiene un porcentaje de cobre soluble en cianuro mayor al 50% del cobre total ($\text{CuSCn} / \text{Cu Total}$) x 100.

Se considera sulfuro transicional a todo el material que tiene un porcentaje de cobre soluble en cianuro que varía entre 25 y 50% del cobre total.

Se considera sulfuro primario a todo el material que tiene un porcentaje de cobre residual mayor a 75% del cobre total.

TABLA 3: TIPO DE MINERALIZACIÓN

Mineralización	Símbolo	Código	Cu Total	CuSAc	CuSCn	Cu Res.
Leach Capping	L	201.00	< 0.10%			
Oxidos	O	202.00	> 0.10%	> 20%		
Enriquecido	E	203.00	> 0.10%		> 50%	
Transicional	T	204.00	> 0.10%		25 a 50%	
Primario	P	205.00	> 0.10%			0.75
Desmonte	WP	206.00	< 0.10%			

Fuente: Área de Geología – Mina Cuajone

1.2.4. Interpretación del Modelo de Dureza

Geológicamente es posible diferenciar la dureza de una roca principalmente por la presencia de sílice o cuarzo y por el contenido de arcillas lo cual puede ser corroborado con pruebas físicas de rayado de éstas muestras mediante la uña, navaja o

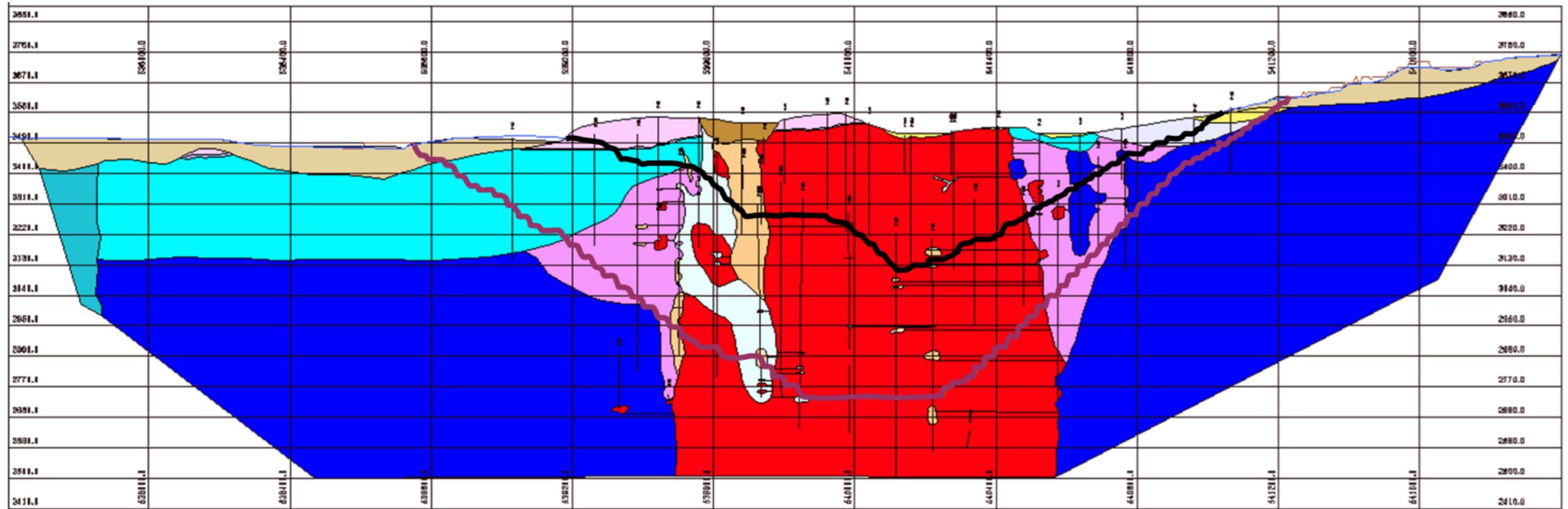
golpes de martillo clasificándolas en la escala de Mohs con variaciones del 1 al 7 (Más blando al más duro) o con variaciones de muy suave, suave, duro y muy duro que tenga una relación directa con el Work Index que se obtiene en la Concentradora.

TABLA 4: DUREZA

Roca / Alteración	Símbolo	Código	Clasificación
BA Argílica	BA-ARG	8.00	Muy Suave
IA Argílica	IA-ARG	9.00	Suave
LP Qz-Sericita	LP-QS	9.90	Suave
BA Qz en venas	BA-QV	10.00	Suave
RP Silicificación	RP-S	11.00	Dura
BA Débilmente fresca	BA-DF	11.50	Dura
IA Fílica Propílica	IA-FP	11.60	Dura
LP Mod. Silicificada	LP-MS	11.70	Dura
Brecha	BX	11.70	Dura
IA Qz Pervasivo	IA-QP	12.00	Muy Dura
IA Estruct. Ret. Qz	IA-ESRQ	12.50	Muy Dura
BA Fresca	BA-F	13.00	Muy Dura
LP Estruct. Ret.QZ	LP-ESRQ	15.20	Muy Dura
LP Fresca	LP-F	15.90	Muy Dura
LP Silicificada	LP-S	16.30	Muy Dura

Fuente: Área de Geología – Mina Cuajone

FIGURA 3: VISTA EN SECCIÓN DEL MODELO DE ROCA

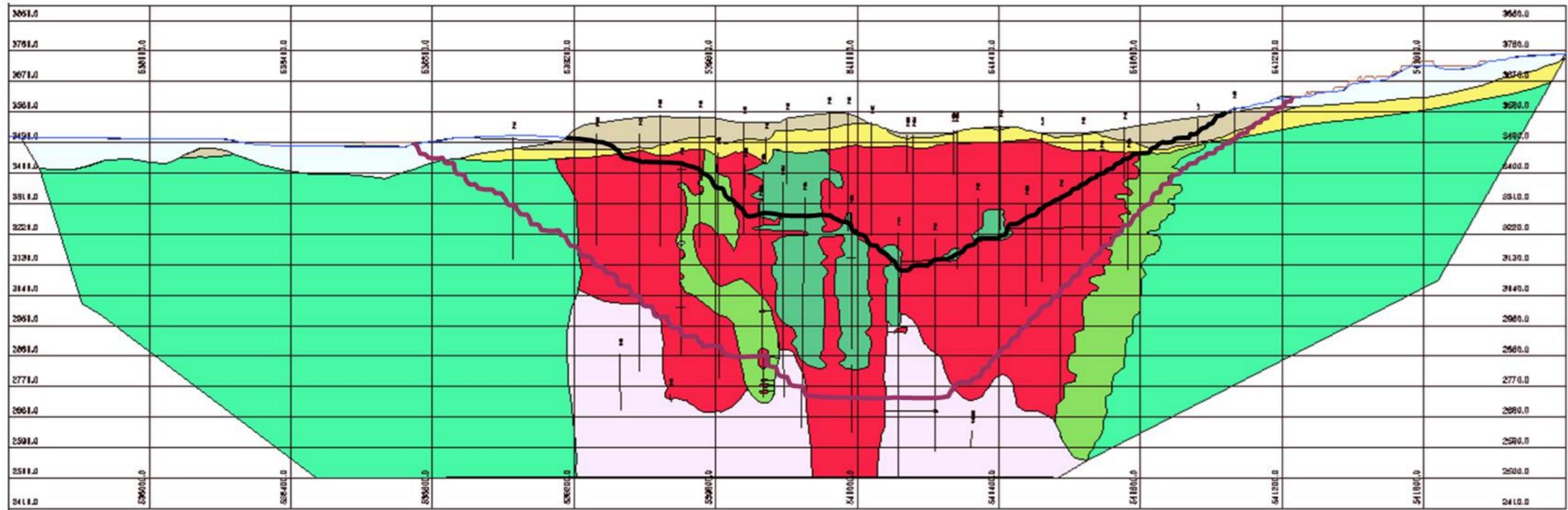


Fuente: Área de Geología – Mina Cuajone

MODELO DE ROCAS
SECCION P1

- | | | |
|---|---|---|
| <ul style="list-style-type: none"> ALUVIAL AGLOMERADO SUPERIOR TOBA SUPERIOR AGLOMERADO INFERIOR TOBA INFERIOR TOBA CRISTAL CONGLOMERADO BASAL AGLOMERADO TOBACEO TOBA BLANCA CONG. AMARILLO /VERDE TRAQUITA VITROFIRO TOBA SALMON AGLOMERADO GRIS CONGLOMERADO RIOLITICO | <ul style="list-style-type: none"> BRECHA ESTERIL ANDESITA INTRUSIVA LATITA PORFIRITICA BARREN DE LATITA PORF. RIOLITA PORFIRITICA ANDESITA BASALTICA DIORITA LATITA PORFIRITICA LP3 BRECHA MINERALIZADA DIQUE BRECHA MARGINAL CONG. TRAQUITICO DOLERITA BOTADERO | <ul style="list-style-type: none"> PIT FINAL TOPOGRAFIA ACTUAL |
|---|---|---|

FIGURA 4: VISTA EN SECCIÓN DEL MODELO DE ALTERACIÓN

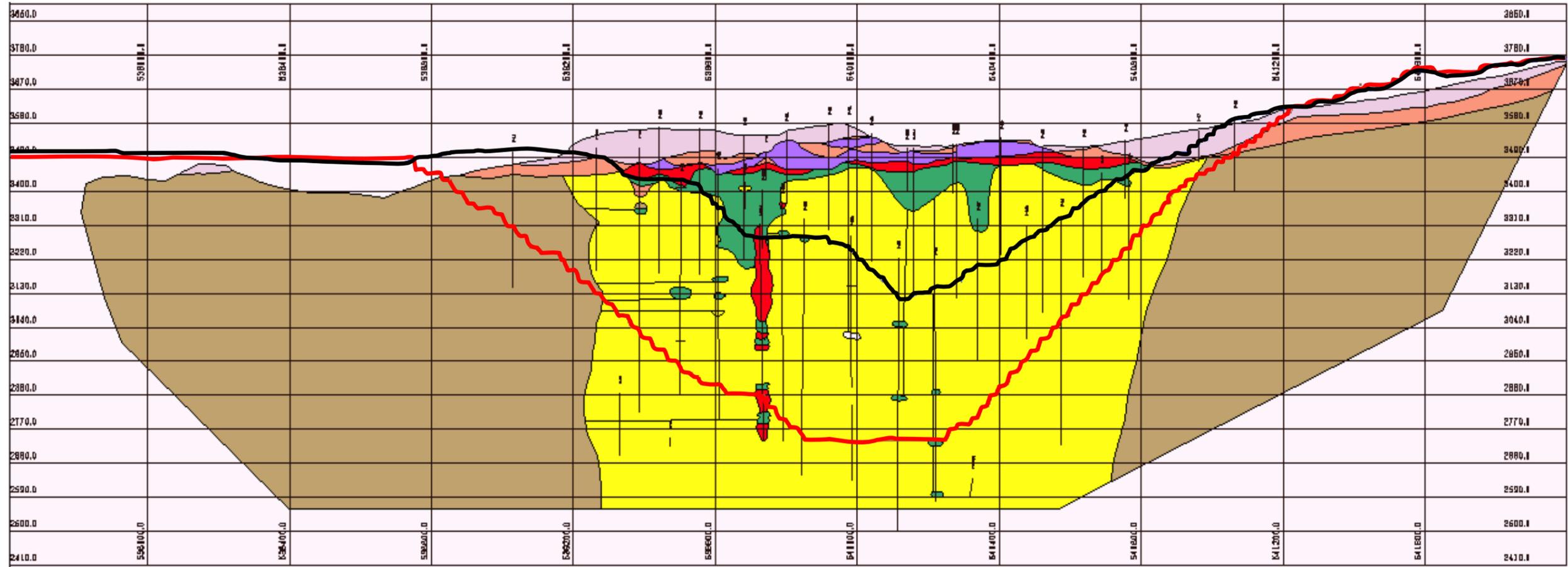


Fuente: Área de Geología – Mina Cuajone

MODELO DE ALTERACION
SECCION P1



FIGURA5: VISTA EN SECCIÓN DEL MODELO DE MINERALIZACIÓN



Fuente: Área de Geología – Mina Cuajone

MODELO DE MINERALIZACION

SECCION P1

- COBERTURA POST MINERAL
- LEACH CAPPING
- OXIDOS
- ENRIQUECIDO
- TRANSICIONAL
- PRIMARIO
- WASTE
- MATERIAL DE BOTADERO
- PIT FINAL
- TOPOGRAFIA ACTUAL

1.3. GEOTECNIA

Los Parámetros Geotécnicos son estudiados por consultores con toda la información de campo y laboratorio (grado de cohesión, permeabilidad, porosidad de las rocas), monitoreo de piezómetros e inclinómetros, información de los Logueo de taladros diamantinos (RQD, grado de fracturamiento, geomecánica de roca, pruebas uniaxiales), mapeos de celdas, mapeo estructural de la mina, información geológica (tipos de roca, mineralización, alteración).

Toda esta información servirá para obtener los ángulos de taludes y dividir la mina en sectores o en dominios estructurales.

Los tipos de roca considerados para los dominios estructurales son:

1. Aluvional - Botaderos (ALUV-BOT)
2. Rocas Volcánicas (VOLC)
3. Riolita Porfírica (RP)
4. Andesita Basáltica (BA)
5. Latita Porfírica (LP)

En la figura 6 se muestran los dominios estructurales recomendados por Golder Associates. Los ángulos inter-rampas para los volcánicos es de 47°, para Latita Porfírica, la Andesita Basáltica y la Riolita Porfírica es de 38° a 46° con una zona restringida por la Falla Mayor Sur que es de 38°.

1.3.1. Taludes del Tajo

Los ángulos de talud usados en el trabajo de optimización del tajo se basan en las recomendaciones hechas el estudio geotécnico de Noviembre 2000 por Golder Associates. Los ángulos recomendados de las paredes finales del tajo dependen de los siguientes factores:

- El tipo de roca expuesta sobre la superficie final del tajo.
- Los dominios estructurales definidos por Golder Associates.
- El azimut (dirección) de las paredes finales del tajo.

Estos factores geológicos / geométricos fueron usados para construir un juego de polígonos de sectores de talud para controlar el ángulo de talud usados a lo largo de las paredes finales del tajo durante el proceso de optimización del tajo.

1.3.2. Sectores y Ángulos de Talud

La tabla 6.10-1 resume el tipo de Roca e información del azimut de las paredes del tajo asociados con cada dominio estructural y el ángulo asociado de talud inter-rampa. Los ángulos de talud, área de sectores y tipo de rocas expuestas sobre el tajo final (Tabla 1 y Figura 6)

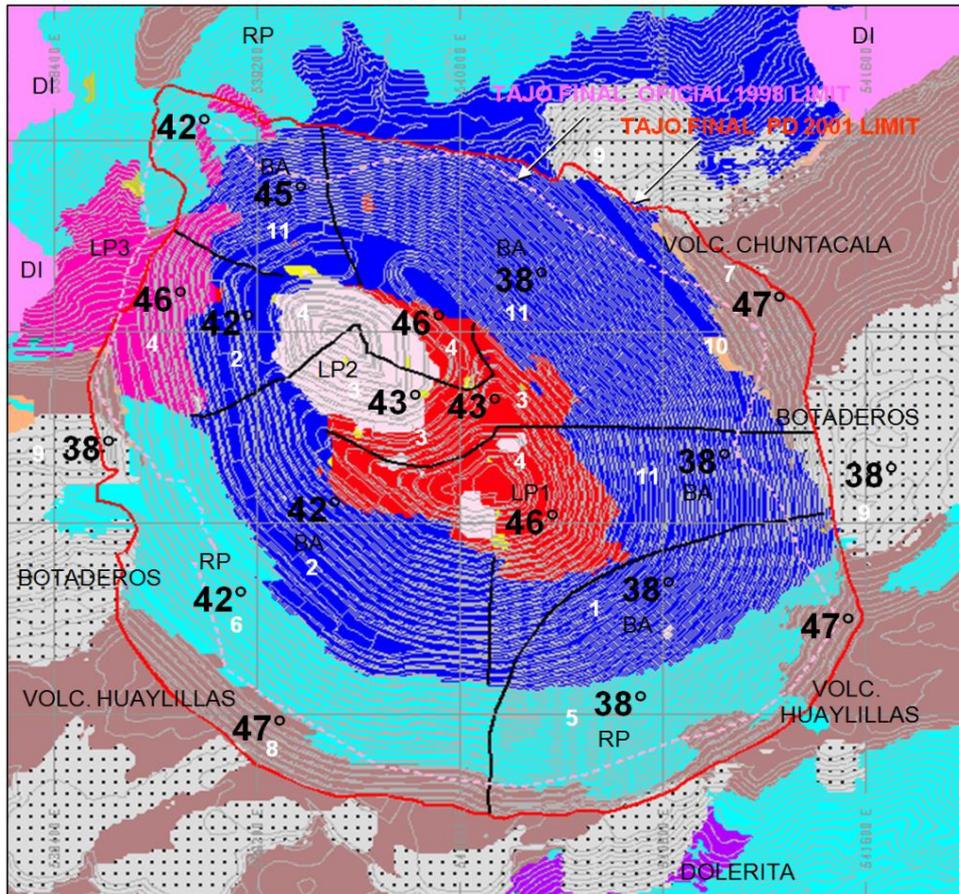
TABLA 5: ÁNGULOS INTER-RAMPAS DEL TAJO FINAL

XTRA4 código	TIPO DE ROCA		SLOPE	PHSLP	BANCO		BERM	
			BANCO	INTER-RAMPA		m.	m.	m.
1	AL	AL/BOT	65	38	SIMPLE	15	12.2	12.2
2	VOLC N	VOLC	70	47	DOBLE	30	0	17.06
3	VOLC S		70	47	DOBLE	30	0	17.06
4	RP	RP	60	38	SIMPLE	15	10.54	10.54

5	RP		65	42	DOBLE	30	0	19.33
6	LP1	LP	65	43	SIMPLE	15	9.09	9.09
7	BLP		65	43	SIMPLE	15	9.09	9.09
8	LP1		65	46	DOBLE	30	0	14.98
9	BLP		65	46	SIMPLE	15	7.49	7.49
10	LP1		65	46	DOBLE	30	0	14.98
11	BA NE	BA	60	38	SIMPLE	15	10.54	10.54
12	BA SE		60	38	MODIF	15	8	13.08
13	BA SW		65	42	DOBLE	30	0	19.33
14	BA NW		65	45	DOBLE	30	0	16.01
15		default	65	42	SIMPLE	15	10.54	10.54

Fuente: Área de Geotecnia – Mina Cuajone

FIGURA 6: GEOLOGÍA Y ÁNGULOS INTER-RAMPAS DEL TAJO FINAL



Fuente: Área de Geotecnia – Mina Cuajone

CAPITULO II: PLANIFICACION

El límite económico del tajo es determinado en términos de precios y costos en dólares al precio de hoy. EL límite del tajo económico es dividido en fases de minado las cuales extienden al tajo con el tiempo, de su configuración actual al límite económico. Estas fases son planificadas en base al requerimiento anual de planta, requerimientos de extracción de desmonte y las limitaciones de equipos.

El resultado de la programación muestra los años durante los cuales cada fase es planeada para ser minada y la evaluación económica de cada fase permitirá conocer si el valor del mineral es suficiente para cubrir el extracción de desmonte.

Cada fase de minado cubre la necesidad en operación de 4 palas grandes (56 yardas cúbicas) a un ritmo constante de producción y considerando las siguientes disposiciones:

- Minar primero las porciones más rentables del depósito.
- Mantener un ancho mínimo de minado de 70m en cada banco.
- Mantener rampas de acceso dobles siempre que sea posible.

- Las rampas de acceso serán de 35m de ancho y a una inclinación de 10%.
- El punto de salida del Tajo está en la parte oeste a una elevación de 3430m. Usar los ángulos de talud inter-rampas recomendados por Golder Associates

2.1.DATOS ECONÓMICOS

Los Ingresos son basados en los precios del metal y la recuperación metalúrgica. Los Costos incluyen los costos operativos directos e indirectos para el funcionamiento a través del metal vendible.

Los costos de capital son maniobrados a través de un sustancial capital cargado por tonelada de material.

El Rendimiento de la concentradora es sesteado a 87,090 t/día y la producción de mineral lixiviable puede ser variable.

2.2.PRECIOS DE LOS METALES

Dentro de la operación de Cuajone se producen ingresos, principalmente, debido a tres minerales. Estos metales son: cobre, molibdeno, y plata.

El trabajo de optimización del Tajo y planificación subsiguiente y cálculos de valor presente neto son basados en los siguientes precios de metales:

Cobre: \$1.80/ lb.

Molibdeno: \$12.00/ lb.

Plata: \$ 5.00/ Onz

2.3.RECUPERACIÓN DE LOS METALES

Recuperación del Metal en el proceso de Concentración / Fundición / Refinería se usa actualmente para la producción del metal de cobre en Cuajone. Una cantidad pequeña de material de óxido es lixiviado y la solución es enviada a Toquepala.

Se usaron los valores constantes para las recuperaciones de Fundición y de Refinería. (97.5% y 99.7%, en forma respectiva) se usaron fórmulas para estimar la recuperación de Cobre (%Rec Cu) y las recuperaciones de Molibdeno (%Rec Mo) en las distintas zonas geo metalúrgicas.

2.4.COSTOS

Se usaron costos operativos reales del año 2010 para las estimaciones del costo en esta evaluación, pero ajustados por la proyección de los precios de petróleo y energía eléctrica.

Los costos considerados en esta evaluación incluyen todos los costos operativos directos e indirectos, gastos generales, etc. así como un costo sostenido de capital prorrateado para considerar el reemplazo

de equipo programado y compras de capital de mantenimiento durante los próximos 15 años.

El promedio de costos operativos reales en el año 2010 fue ajustado para reflejar el siguiente presupuesto de costos para combustibles y energía:

Aceite de Lubricación: \$18.00 por barril

Petróleo: \$2.9 por galón

Energía: \$0.16 por kw-hr

TABLA 6: COSTOS DE MINADO

MINA	Costo (\$)	Material t*1000	\$/t. Mat
Perforación y disparo	11,693,021	96,136	0.12
Carguío	9,025,980	96,136	0.09
Acarreo por volquetes	32,514,951	96,136	0.34
Camino y Botaderos	8,021,973	96,136	0.08
Costos Generales	6,825,247	96,136	0.07
Costos Directos de Minado	68,081,173	96,136	0.71
Costos Indirectos Variable	462,702	96,136	0.00
Costo Capital de Reposición	27,853,796	119,048	0.23
Costo Capital de Mantenimiento	4,700,300	119,048	0.04
Costo Base de Minado			0.99

Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

TABLA 7: COSTOS DE CONCENTRADORA

CONCENTRADORA	Costo (\$)	Mineral t*1000	\$/t. Mineral
Costo de Operación	62,964,379	23,562	2.67
Costo Indirecto Concentradora	15,379,981	23,562	0.65
Costo de Supervisión	1,281,323	23,562	0.05
Costo Capital de Reposición	2,153,695	30,006	0.07
Costo Capital de Mantenimiento	1,875,200	30,006	0.06
Costo Total de Concentradora			3.51

Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

TABLA 8: COSTOS GENERALES

COSTOS G&A	Costo (\$)	Mineral t*1000	\$/t. Mineral
Acarreo por trenes	4,014,406	23,562	0.17
Costo Indirectos de Mina Fijos	12,259,294	23,562	0.52
Costos de Supervisión Mina	1,490,661	23,562	0.06
Costo Capital de Mantenimiento Fundición	13,566,149	55,758	0.24
Costo Capital de Mantenimiento Refinería	4,016,220	55,758	0.07
Costo Indirecto de Fundición	15,362,607	40,979	0.37
Costo Indirecto Refinería	6,181,393	40,979	0.15
Costo de Supervisión Fundición	1,733,161	40,979	0.04
Costo de Supervisión Refinería	917,747	40,979	0.02
Otros Costos Cargados al Mineral			1.66

Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

TABLA 9: COSTOS DE FUNDICIÓN Y REFINACIÓN

TRATAMIENTO	Cost (\$)	Cobre Fino Lb	\$/LbCu
Costo Operativo de Fundición	56,243,985	314,318,828	0.18
Costo Operativo de Refinería	13,897,288	314,318,828	0.04
Credito por Plata en Blister			-0.01
Credito por Plata en Cátodo			-0.06
Credito por Acido Sulfúrico			-0.07
Costo Total de Tratamiento			0.09

Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

TABLA 10: COSTOS DE TRATAMIENTO

LIXIVIACIÓN	Cost (\$)	Material lixiviado (t)	\$/t. Mineral
Costo de Minado**	-	-	
Costo de Lixiviación	3,767,524	878,924	4.29
Depreciacion			
Costos Total de Lixiviación			4.29

TRATAMIENTO	Cost (\$)	Lb. Cu Catodos	\$/LbCu
Costo Planta E.S.D.E	9,929,935	72,452,620	0.14
Costos Indirecto de planta	406,797	72,452,620	0.01
Costo de Supervisión	644,815	72,452,620	0.01
Costo Generales	2,655,766	72,452,620	0.04
Costo Total de Tratamiento SX-EW			0.19

Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

TABLA 11: COSTOS UNITARIOS POR REGALÍAS MINERAS Y VENTAS

Gastos de Venta para Cobre	\$/Lb Cu	0.017
Gastos de Pago de Regalias de Cobre	\$/Lb Cu	0.043
Gastos de Venta y Totastacion para Moly	\$/Lb Mo	1.684
Gastos de Pago de Regalias de Molibdeno	\$/Lb Mo	0.096
Costo estimado por libras de Cobre en concentrado	\$/Lb Cu	0.043
Costo estimado por libra de Cobre Electrowin	\$/Lb Cu	0.054
Costo estimado por libra de Molibdeno contenido	\$/Lb Mo	0.096
Costo estimado por onza de plata vendida	\$/Onza	0.270
Costo estimado por onza de oro vendida	\$/Onza	15.000

Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

2.4.1. Asignación de Valor del Bloque

Los datos de precio, recuperación y costo se usaron para determinar una ganancia por cada bloque en el modelo de bloques y tener el valor económico (VAL) de cada uno:

$$\text{TON} = (20 \times 20 \times 15) \times \text{GE}$$

$$\text{INCU} = \text{TCUK} \times 2204.6 \times \text{RECCU} \times \text{RecFu} \times \text{RecRe} \times (\text{PreEqCu} - \text{CoFuRef})$$

$$\text{INMO} = \text{MOK} \times 2204.6 \times \text{RECMO} \times (\text{PreMo} - \text{GaVMo} - \text{GaRegMo})$$

$$\text{COST} = \text{CoMin} + \text{CoCon} + \text{CoAdic} + n \times (\text{Banco debajo del nivel 3430}) \times \text{Fac.Pro}$$

$$\text{VAL} = (\text{INCU} + \text{INMO} + \text{COST}) \times (\text{TON} \times \text{TOPO} / 100)$$

2.4.2. Ley de Corte

El límite de equilibrio de la ley de corte es definido como la ley de cobre donde Ingreso = Costos

Precios

Precio Cu	1.800\$/lb.
Gastos de Venta	0.009\$/lb.
Pago Regalías PLS	0.054\$/lb.
Precio Cu Equivalente	1.736\$/lb.

Costos Cuaione

Minado	0.986\$/t
Otros costos Cargados al mineral	1.660\$/t
Concentración	3.514\$/t

Costos Tratamiento Posterior

Fundición y Refinería	0.085 \$/Lb
-----------------------	-------------

Recuperación

Concentradora	85.7%
Fundición	97.4%
Refinería	99.8%
Total	83.3%

En el punto de Equilibrio:

Costos = Ventas

Costos [Minado + Otros Costo +Concentración + Fundición + Refinería]
(\$/t min) (\$/t min) (\$/t min) (\$/lb) (\$/lb)
=
Ventas [2204.6*Rec.Tot*PCu Equivalente]
(\$/lb)

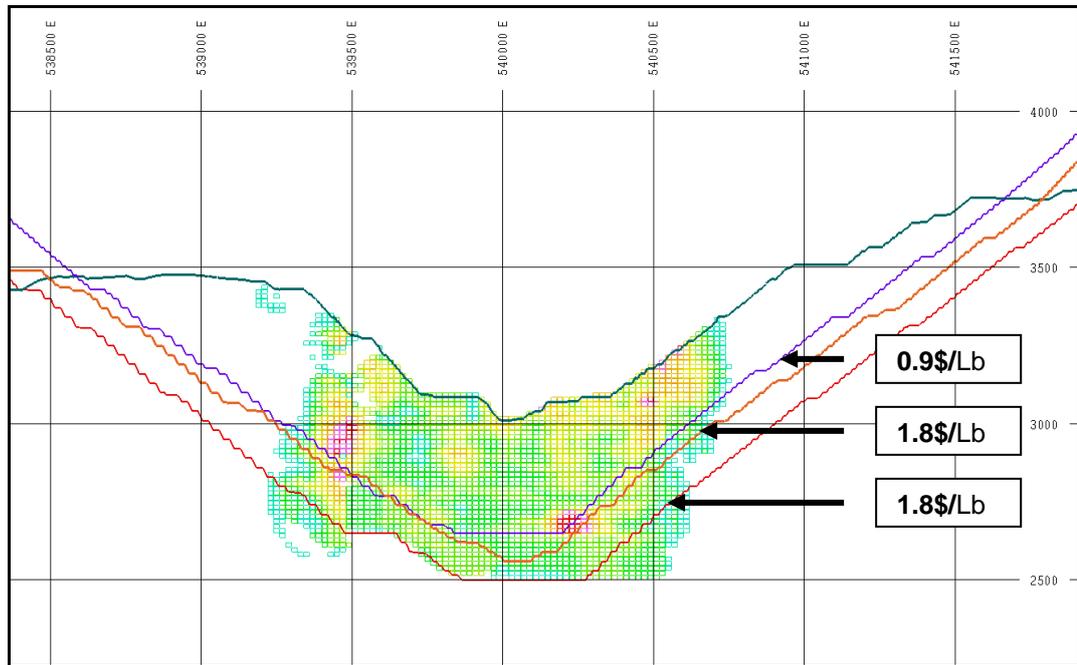
Ley de Corte =	$\frac{\text{Costos [Minado + Otros Costos +Concentración]}}{2204.6*\text{RecTot}*(\text{PcuEquivalente} - \text{Costos Fundición y Refinación})}$
----------------	--

Ley de corte =	$\frac{6.16}{3,037.39} = 0.203\% \text{ de Cobre}$
----------------	--

2.4.3. Método de Optimización

El método de optimización de tajo de Lerchs - Grossman fue usado para determinar el límite de equilibrio del tajo económico usando los valores de ganancia por bloque previamente calculados y los ángulos de talud inter-rampa para el control de paredes durante el proceso de optimización.(Figura7 y Tabla 11)

FIGURA 7: VISTA EN SECCIÓN DEL TAJO ÓPTIMO A DISTINTO PRECIOS



Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

TABLA 12: REPORTE DE RESERVAS A DICIEMBRE DEL 2010 A 1.8\$LB DE COBRE

RESERVAS PROBADAS			RESERVAS PROBABLES		
Reservas de Mineral			Reservas de Mineral		
Ley de Corte	(%Cu)	0.203%	Ley de Corte	(%Cu)	0.203%
Mineral Toneladas	(,000 t)	945,887	Mineral Toneladas	(,000 t)	905,403
Ley de Mineral	(%Cu)	0.589	Ley de Mineral	(%Cu)	0.426
	(%Mo)	0.019		(%Mo)	0.016
Lixiviable Toneladas	(,000 t)	8,444	Lixiviable Toneladas	(,000 t)	6,118
Ley de Lixiviable	(%Cu)	0.597	Ley de Lixiviable	(%Cu)	0.404
Reservas Lixiviable			Reservas Lixiviable		
Reservas Lixiviable	(,000 t)	8,444	Reservas Lixiviable	(,000 t)	6,118
Ley de Lixiviable	(%Cu)	0.597	Ley de Lixiviable	(%Cu)	0.404
Índice de Solubilidad	(%)	52.3%	Índice de Solubilidad	(%)	60.9%

Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

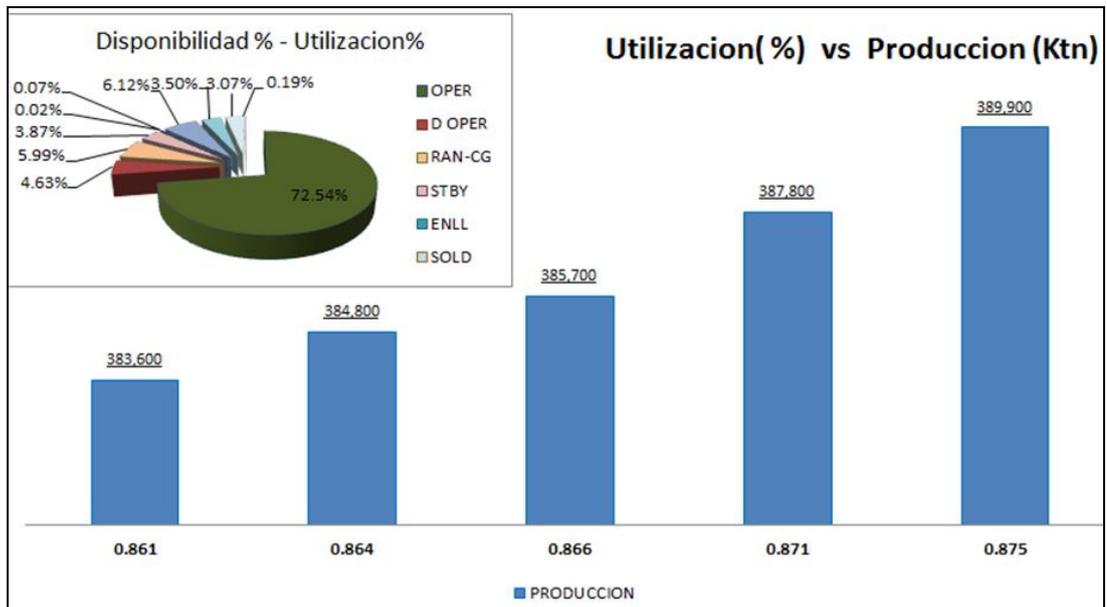
2.4.4. Necesidades y Requerimientos para la planificación

El programa Mine Sight Scheduling usa el método banco por banco descendente de mineral para concentradora, lixiviable, y desmonte contenidos en cada fase de minado para determinar qué bancos y qué fases deberían ser minados cada año para obtener una óptima programación del minado a largo plazo para la vida de la mina

El requerimiento anual de mineral a concentradora está basado en el envío diario de 87,090 t/día a la concentradora durante 363 días (364 días en años bisiestos) y que cuenten con las características de moliendabilidad

Como parte del proceso de optimización se recrea periodo a periodo el carguío, acarreo y descarga de material entre la mina y los destinos (Hopper, Botaderos y stocks) con la finalidad de determinar los requerimientos de equipo y los costos operativos de los equipos (Sólo camiones, palas, y cargadores) y para esto se considera el promedio de los rendimientos volquete/pala/cargador y los datos promedios de costos de los últimos tres años (Figura8)

FIGURA 8: PRODUCTIVIDADES PROMEDIO



Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

2.4.5. Resultados de la Programación

El programa de minado para el cuerpo mineralizado de Cuajone sigue un patrón regular. Dos o tres fases están activas en cualquier año. La fase más profunda es la fuente principal de mineral de alta ley para concentradora, una segunda fase se está minando en los bancos de niveles intermedio en mineral de baja ley y material lixiviable, y a veces, una tercera fase está siendo desbroce en los bancos superiores.

Cada fase baja a través de estas tres zonas en el tiempo, reemplazando la fase anterior como la fuente de mineral de alta ley para concentradora, mineral de baja ley y el mineral lixiviable, y desbroce de desmonte (Figura 9 y Tabla 13).

TABLA 13: REPORTE DE PRODUCCIÓN A 25 AÑOS

Año	Mineral	Ley	Rec. Cu	St>= 0.2	Ley	St>= 0.4	Ley	Oxido	Ley	Waste	Total
#	(KT)	%Cu	%	(KT)	%Cu	(KT)	%Cu	(KT)	%	(KT)	KT
2012	28,408	0.636	86.8	5,853	0.308	2,260	0.424	224	0.801	102,065	138,810
2013	31,577	0.743	88.0	13,895	0.291	5,149	0.624	2,949	0.469	86,955	140,525
2014	33,134	0.720	86.4	1,457	0.219			657	0.536	105,277	140,525
2015	33,372	0.670	84.5	3,708	0.285			403	0.544	98,542	136,025
2016	28,858	0.538	85.3	19,550	0.237			59	0.511	90,043	138,510
2017	30,573	0.607	85.5	13,236	0.222			3,149	0.561	91,017	137,975
2018	29,745	0.609	84.9					507	0.522	110,273	140,525
2019	28,440	0.628	83.9					868	0.601	111,217	140,525
2020	30,480	0.630	83.6							107,730	138,210
2021	28,709	0.645	83.8	11,051	0.319					100,765	140,525
2022	26,893	0.496	83.8	2,517	0.235			102	0.392	111,013	140,525
2023	27,044	0.514	84.6	3,837	0.226			657	0.434	108,987	140,525
2024	26,910	0.518	84.9	6,323	0.226			481	0.602	107,196	140,910
2025	26,322	0.513	85.1	9,157	0.222					105,046	140,525
2026	25,952	0.513	85.6	13,201	0.244					101,372	140,525
2027	26,469	0.502	85.2	14,463	0.237					99,593	140,525
2028	26,778	0.501	86.4	10,153	0.245					103,979	140,910
2029	26,952	0.508	86.7	5,722	0.250					107,851	140,525
2030	27,705	0.512	86.4	5,987	0.250					106,833	140,525
2031	28,862	0.525	86.1							111,663	140,525
2032	31,073	0.556	85.3	327	0.260					109,510	140,910
2033	31,720	0.596	85.6	518	0.267					108,287	140,525
2034	33,352	0.591	86.0	729	0.265					106,444	140,525
2035	33,347	0.587	87.6	4,522	0.293					102,656	140,525
2036	32,288	0.536	88.4	5,873	0.252					102,749	140,910
TOTAL	734,963	0.580	85.6	152,079	0.253	7,409	0.563	10,056	0.530	2,597,063	3,501,570

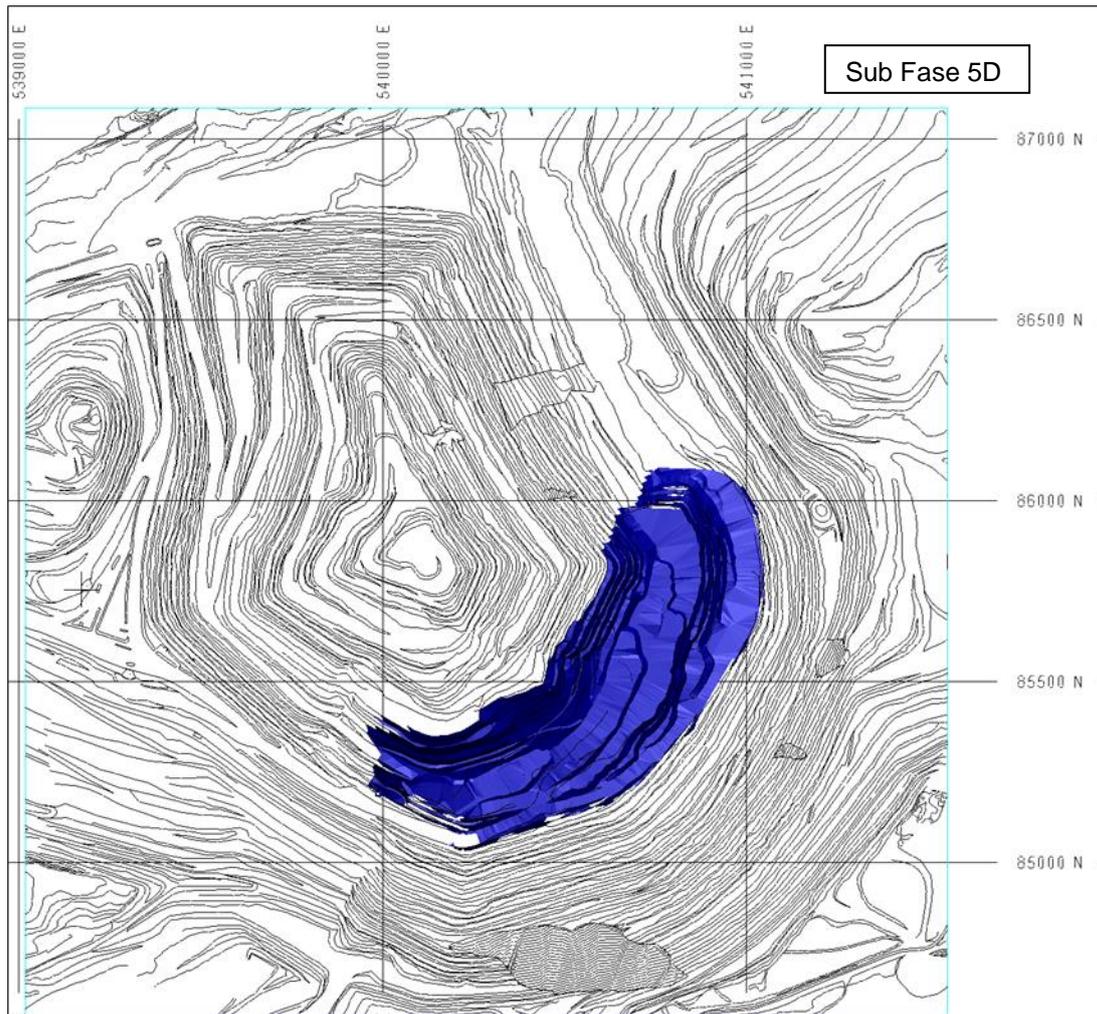
Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

CAPITULO 3: DEFINICION DEL PROBLEMA

Actualmente la operación de minado involucra la zona sur de la Sub Fase 5D y como tal le precede una etapa de desbroce donde parte corresponde a material estéril y el resto a material cuya mineralización presenta un contenido en Cu% que no pasa la Ley de corte. Llegado cierto nivel la mineralización resulta ser masiva y más uniforme.

Parte de este material es cuantificado y establecido su destino en la planificación, sea hacia planta concentradora, stock, lixiviación o botadero. Resulta imprescindible saber qué tan confiable resulta cada uno de los bloques ya estimados y como podría influir en los planes de corto plazo y que probabilidad de cumplir con el contenido de cobre.

Para este estudio se va considerar solo la información de diamantinos realizados en esta zona y como se considera en transición de desmonte a mineral se establece el dominio de estimación a la fase completa (Figura. 10).

FIGURA 10: SUB FASE 5D DE MINADO

Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

3.1. PROBLEMATICA

La naturaleza del modelo geológico implica asumir cierta incertidumbre que en la operación puede traducirse en los valores obtenidos de la reconciliación, llegando a un 10% en la ley de Cu% por encima de los obtenidos en los taladros de voladura.

Si bien este problema está asociado a la transición de pasar de una zona estéril a la mineralizada es conveniente medir este problema, de tal manera que los planes de minado corto, mediano y largo plazo puedan contar con alternativas que permitan compensar la posible falta de frentes de mineral en especial a los polígonos de mineral que se encuentre en el límite de la ley de corte operativa

Para medir esta incertidumbre se ha planteado considerar el cambio de soporte usando polinomios de derivada con la finalidad de conocer cuál es la probabilidad que los bloques estimados de $20 \times 20 \times 15 \text{ m}^3$ superen un ley de corte que en nuestro caso resulta 0.4% de Cu. **Para ello se ha recurrido a la aplicación Geostadística del Condicionamiento Uniforme utilizando el software de Geostadística Isatis 7.04.**

3.2. CONDICIONAMIENTO UNIFORME

Este proceso de estimación tiene por objetivo calcular la proporción de bloques al interior de panel que pasen un nivel de referencia (Ley de corte). Dentro de la estimación precedente cada bloque del panel se encuentra condicionado a un kriging ordinario (previamente a sido calculado para un panel de $20 \times 20 \times 15 \text{ m}^3$) con la información disponible en la Fase 5D. Para efectuar el cálculo de probabilidad en cada bloque es necesario conocer la anamorfosis gaussiana de bloques tanto para los bloques de $5 \times 5 \times 15 \text{ m}^3$ como los bloques de $20 \times 20 \times 15 \text{ m}^3$ (Figura 11).

FIGURA 11: ANAMORFOSIS GAUSIANA

Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio – Propio

Conocer esta transformación gaussiana equivale a conocer la distribución de bloques y para este cálculo se usa el modelo gaussiano. Este modelo reposa sobre la hipótesis que los pares $(Y_{(vi)}, Y_{(vj)}, \dots, Y_{(xi)}, Y_{(xj)} \dots)$, sigan un ley bi-gausiana (Combinación lineal de dos variables gaussianas también gaussiana), en consecuencia la anamorfosis de bloques puede estar calculado a partir de la anamorfosis puntual (Φx) y con un coeficiente de cambio soporte.

El coeficiente de cambio de soporte de bloque a panel (R) puede estar calculado a partir de la expresión siguiente $R = r/r^*$ donde r es el coeficiente de soporte de punto a bloque y r^* es el coeficiente de soporte de punto a panel.

3.3. ANÁLISIS ESTADÍSTICO Y GEOSTADÍSTICO

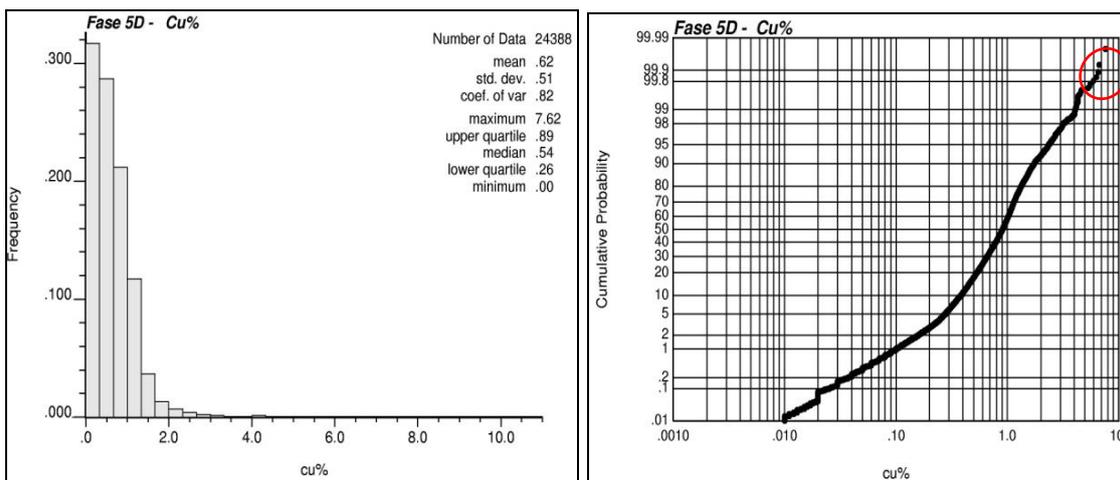
3.3.1. Estadísticas

Para este caso de estudio no se ha considerado los dominios de estimación para selección de leyes, se ha utilizado la información de la perforación diamantina que comprende los límites de la Fase 5D (Figura.12).

A partir del gráfico de probabilidad acumulada se establece el comportamiento de dos familias sobre una distribución log normal con sesgo a la izquierda y con valores extremos mayores a 6% de Cobre y valores que se encuentran en límite de detección menores a 0.02% de Cobre:

- El primer Dominio abarca [0.01 – 2.8> % de Cobre
- El último Dominio son las muestras superiores a 2.8% de Cobre

FIGURA 12: GRÁFICO DE DISTRIBUCIÓN Y PROBABILIDAD ACUMULADA



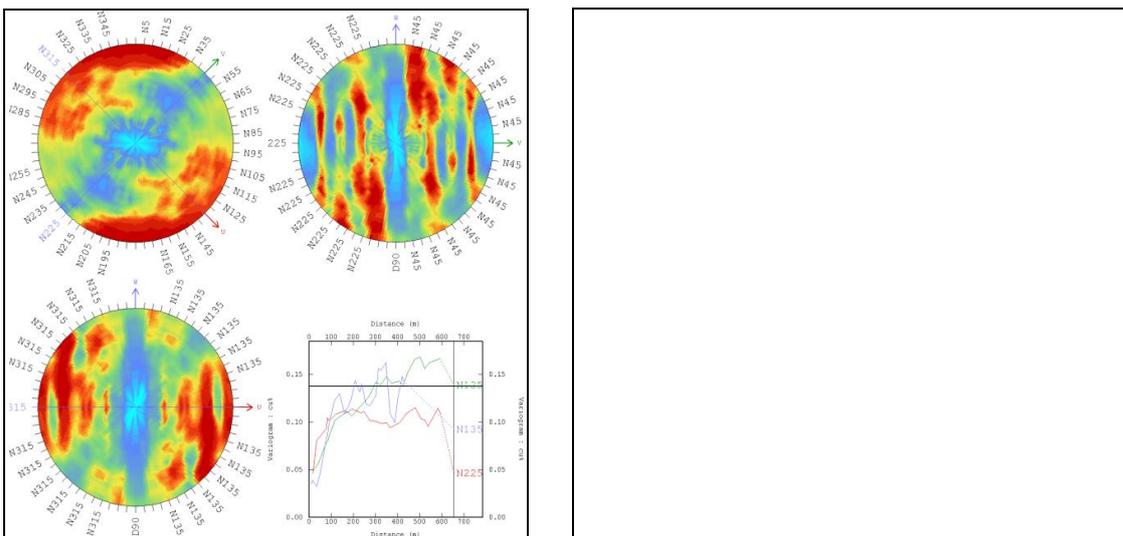
Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio – Propio

Solo se considera como **base del estudio el primer domino** en la cual se ha considerado las muestras que se encuentran en los límites de detección de tal forma de controlar la interpolación, esto representa el 98% de toda la información. Las muestras del segundo dominio son consideradas en el proceso de estimación (solo representa el 2% de la información) de tal forma de conservar el carácter intrínseco de la muestra aleatoria.

3.3.2. Variografía

Mediante el mapa vario grafico se ha podido definir la dirección principal de correlación que se proyecta en la dirección N46°E. A partir de esta orientación se definió el variograma experimental del Cobre. (Figura13).

FIGURA 13: MAPA VARIOGRÁFICO Y VARIOGRAFÍA



Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio – Propio

A partir de los resultados obtenidos se denota un comportamiento anisotrópico zonal en las tres direcciones cuyos alcances no superan los 125m en el plano horizontal y 40 metros en la vertical, es posible que se muestre estructuras más definidas si se emplea los dominios correspondientes a todo el tajo.

Los modelos autorizados para modelar los variogramas experimentales son exponenciales (Figura13) y anidados. Cuyos parámetros se encuentran definidos en la tabla 14.

TABLA 14: PARÁMETROS VARIOGRÁFICOS

	U	V	W
Calculación del Lag	40	40	6
Tolerancia (% del lag)	50	50	50
Numero de lag	10	10	10

Estructura	Orientación	Rotación	Tipo	Sill	Rango		
					U(m)	V(m)	W(m)
N°	Eje	(°)	Y(h)	G	U(m)	V(m)	W(m)
S1	az	44.00	Exp	0.07	80	120	40
S2	ay	0.00	Exp	0.11	85	125	50,000
S3	ax	0.00	Exp	0.02	90	50,000	50,000

Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio - Propio

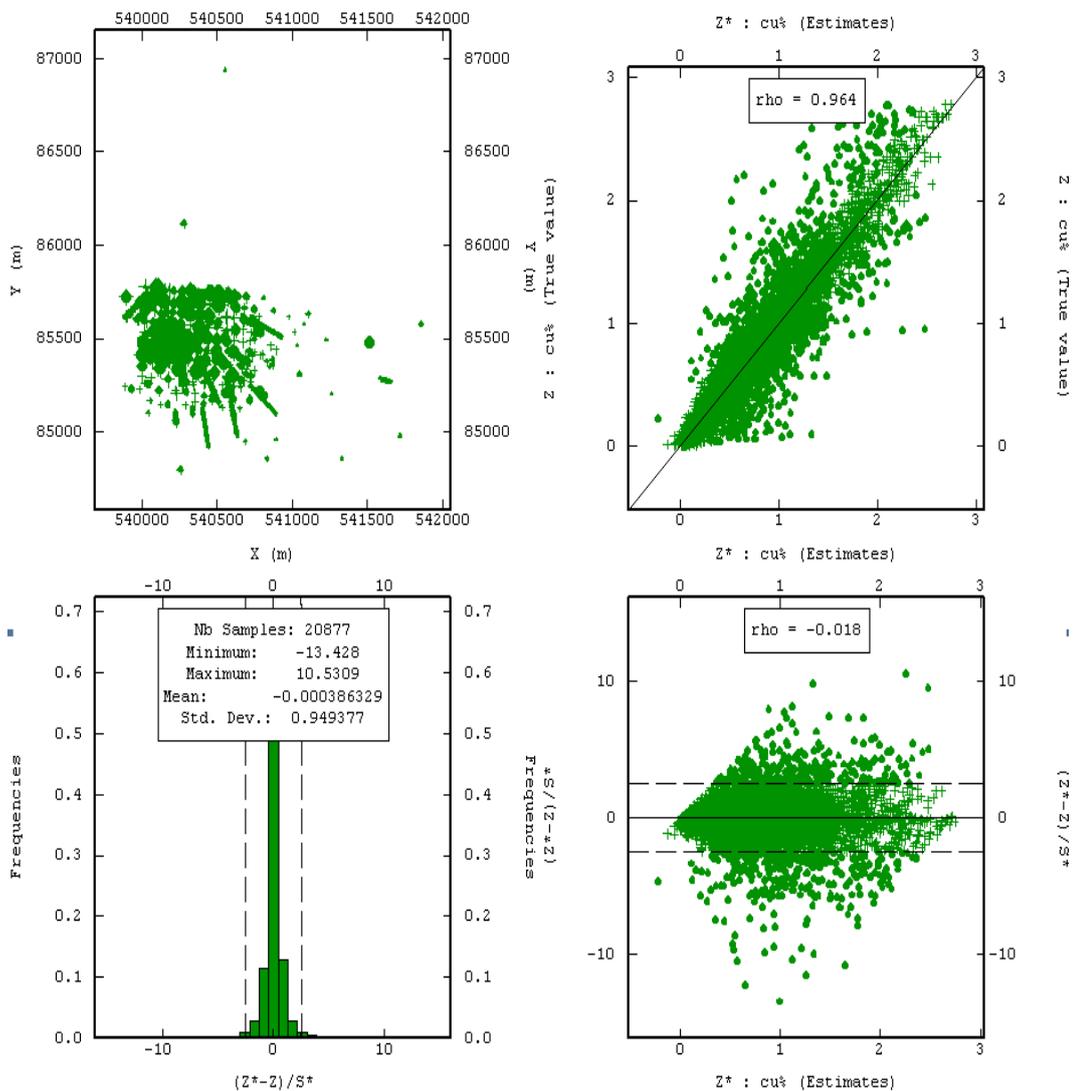
Los parámetros obtenidos se pueden expresar como una función variográfico:

$$\gamma(v)=0.072\text{Exp}(80,120,40)+0.11\text{Exp}(85,125,\infty)+0.024\text{Exp}(90,\infty,\infty)$$

El modelo variográfico $\gamma(v)$ usado para la interpolación del Kriging Ordinario cumple el análisis de validación cruzada (Figura14) esto

permite definir la robustez del modelo en la reproducción de los datos de ingreso llegando a estar por debajo de un 3% de los datos no reproducidos con un promedio de error de estimación casi 0 , una varianza del error de estimación de 0.91 y una correlación de los datos reproducidos con los datos de origen de 0.964

FIGURA 14: VALIDACIÓN CRUZADA

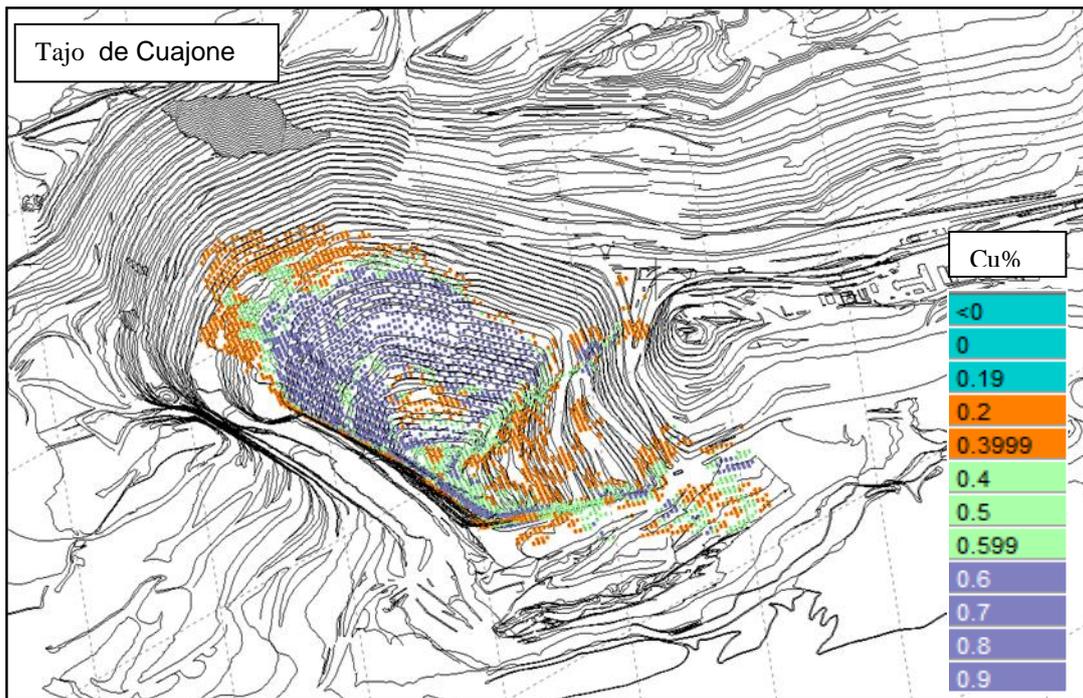


Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio - Propio

3.4. MODELO DE BLOQUES

El tajo abierto de Cuajone es explotado actualmente por unidades de producción identificadas como paneles de 20x20x15 m³ (Figura15). Los cuales han sido divididos a su vez en unidades básicas de producción denominados bloques de 5x5x15 m³, estos bloques representan la cantidad de material que una pala puede cargar de tal manera de permitir una evaluación cuantitativa que pueda predecir los resultados dentro una explotación selectiva.

FIGURA 15: MODELO DE BLOQUES



Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

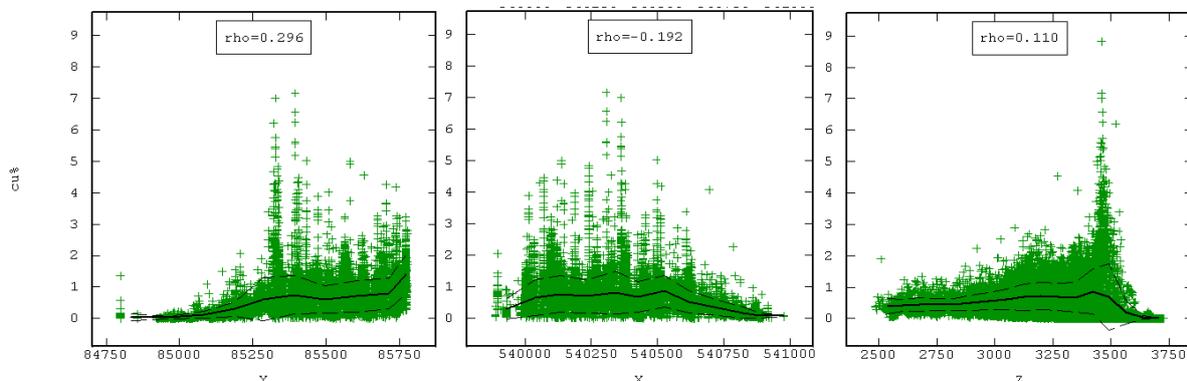
3.5. DESARROLLO DEL CONDICIONAMIENTO UNIFORME

La anamorfosis gaussiana esta antecedido de las hipótesis que supone **estacionario el histograma de la variable de estudio** por tanto la variable transformada Φ es necesariamente biyectiva (Su inversa debe dar como resultado la variable original $X = \Phi^{-1}(Y)$) y **los pares $(Y(x), Y(x+h))$ siguen una ley bigausiana** (Toda combinación lineal de $Y(x)$ et $Y(x+h)$ es también bigausiana).

A continuación se muestran los test para comprobar estas dos hipótesis

- **Test de Dispersión:** Los gráficos de dispersión (Figura16). No resalta la presencia de ninguna deriva y por el contrario una media y varianza casi constantes salvo por algunas fluctuaciones estadísticas producto de la poca densidad de información en los extremos por tanto se puede establecer una cuasi estacionaridad de orden dos.

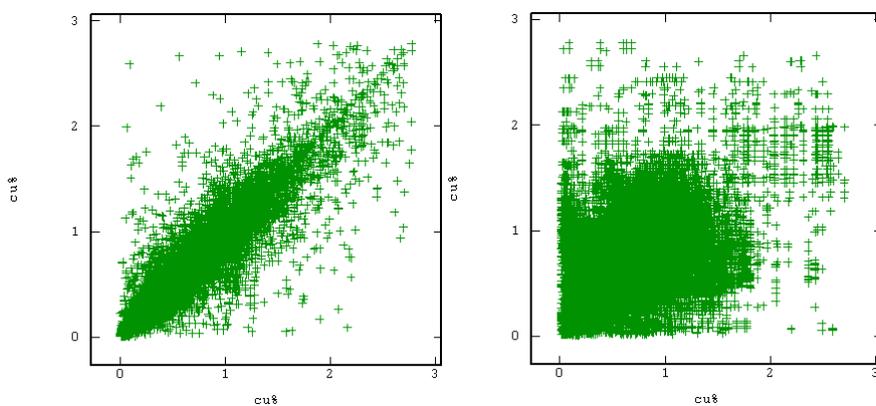
FIGURA 16: DISPERSIÓN DE COBRE SOBRE LOS EJES PRINCIPALES



Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio - Propio

- **Test de Nubes de Correlación:** Se obtienen una nube de correlación elíptica a una distancia de 3m indicador de una fuerte correlación y a una distancia de 40m toma forma circular indicador que de variables independientes (Figura 17).Esto permite corroborar que sigue una ley bigausiana.

FIGURA 17: CORRELACIÓN DE COBRE A CORTA Y GRAN DISTANCIA



Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio – Propio

Establecido la **cuasi estacionaridad** y la **ley bigausiana** de la variable aleatoria de cobre es posible aplicar el “**condicionamiento uniforme**”.

El cálculo considera como punto de partida la estimación por Kriging ordinario quien condiciona el dato de ingreso pero es la información de los taladros de perforación diamantina quien permite realizar la transformación gausiana para dos tallas de bloque 20x20x15 m³ y la otra para 5x5x15 m³ (Figura18) de tal forma de obtener la probabilidad que un bloque sobrepase una ley de corte (Figura18).

FIGURA 18: ANAMORFOSIS PARA BLOQUES 5X5X15 m³ Y 20X20X15 m³

Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio – Propio

Mediante la estimación obtenida a 20x20x15 m³ y las dos anamorfosis de la muestras de sondajes a soportes de 5xx5x15 m³ y 20x20x15 m³ se procede a calcular cual es la probabilidad de que los paneles sobrepasen una ley de corte.

Los resultados no solo permitirán conocer el grado de incertidumbre si no evaluar la correlación actual del depósito que en media puede resultar ser menor a los alcances iniciales y esto permita ajustar la malla de perforación diamantina .

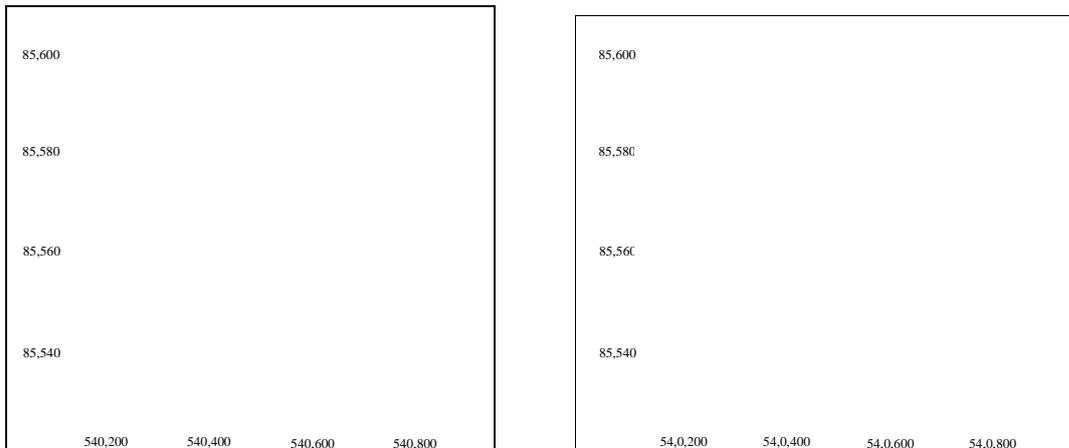
CAPITULO IV: ANALISIS DE RESULTADOS

La aplicación de métodos no lineales pone a prueba la calidad de los métodos de estimación sobre los bloques considerados como mineral y cómo su incertidumbre influye sobre los programas de planificación.

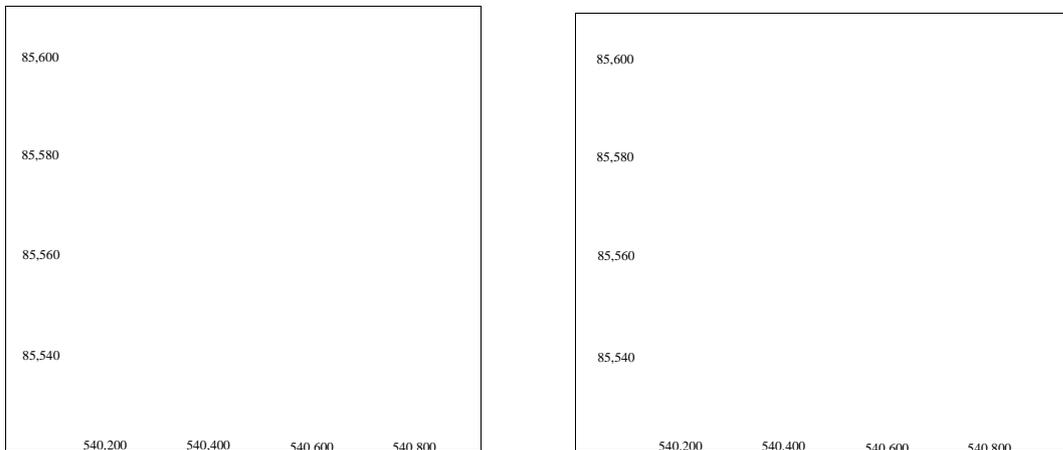
La incertidumbre es el resultado de una clasificación de recursos cuyas restricciones asumen los alcances obtenidos en los análisis varios gráficos o índices de clasificación orientados a comparar varianzas en relación a las distancias de interpolación, pero en ninguno de los casos se considera bajo que confianza se cuantifican los recursos medidos e indicados.

A continuación se muestra la planificación de los niveles 3325, 3340 y 3355 cuyo minado se proyecta llevar a cabo para los siguientes tres meses, a la izquierda se muestran las leyes de cobre Cu% y a la derecha la probabilidad que sobrepasen la ley de corte operativa de 0.4% de Cu. Los bloques que se encuentran en el límite de ley de corte de 0.4% presentan una probabilidad promedio de 40% para que sobrepasen este límite.

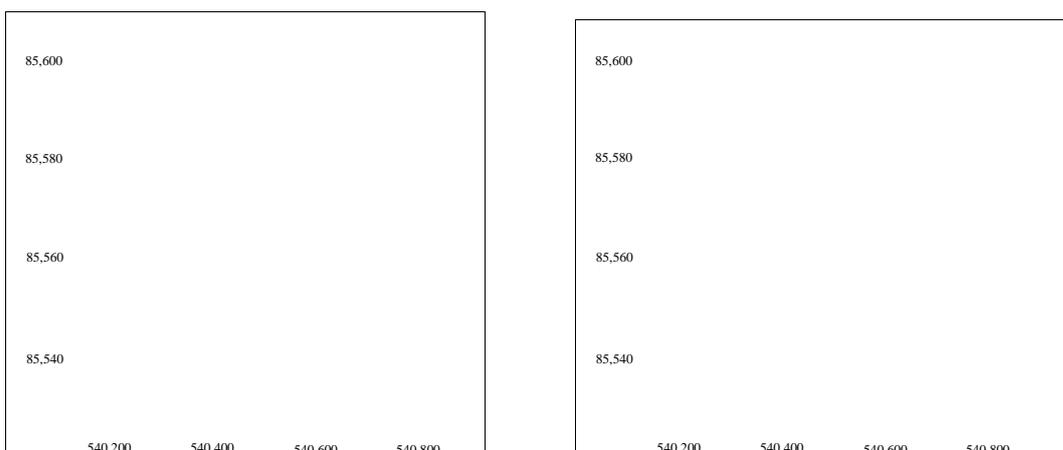
FIGURA 19: PROBABILIDAD DE PASAR UNA LEY DE CORTE DE 0.4% DE CU



Nivel 3325: Contenido de Cu% y Probabilidad de pasar 0.4% de Cu



Nivel 3340: Contenido de Cu% y Probabilidad de pasar 0.4% de Cu



Nivel 3355: Contenido de Cu% y Probabilidad de pasar 0.4% de Cu

Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio - Propio

Por otro lado se observan bloques por encima de 0.7% de cobre con una probabilidad promedio de 85% que sobrepasan la ley de corte de 0.4% Cu. Esta mayor confianza en el valor de los bloques coincide con la información de DDH que se ubican en mayor densidad al lado oeste en dirección al tajo.

FIGURA 20: TONELAJE POR GRADO DE CERTEZA POR ENCIMA DE 0.4% DE CU

Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio – Propio

El mineral que se encuentra por encima de una ley de corte de 0.4% es muy aleatorio producto de la incertidumbre de su estimación (Figura 20) el cual solo garantiza un 100% de probabilidad para 2, 000,000 m³, para una probabilidad de 75%, se cuenta con 4, 000,000 m³, para una probabilidad de 50% 8, 000,000 m³ y el total del material 10, 500,000 m³ cuenta con 20% de confianza. Estos resultados afectarían directamente a los planes de minado que tomaran en cuenta estos niveles.

FIGURA 21: DISTRIBUCIÓN DE PROBABILIDAD A UNA LEY DE CORTE DE 0.4% CU

Fuente: Generado en el Proyecto de Estudio - Propio

Aunque en promedio el mineral de toda la sub fase mantiene una confianza de 71% que los bloques sobrepasen una ley de corte de 0.4% de Cu, este resultado proviene principalmente de los bloques cuya confianza se encuentra en 85% a 95% y que representan solo un 30% del total, mientras que el 70% de los bloques presenta un 40% de confianza.

En el caso de la operación de cuajone las fases en operación están clasificadas como recurso medido e indicado y la perforación diamantina está orientada a incrementar dichos recursos pero bajo que confianza, esta herramienta permitirá zonificar la operación en zonas cuya incertidumbre sea mayor y de acuerdo a su planificación llevar a cabo un programa de perforación mas eficiente y con mejores resultados

La proyección de este estudio asume una nueva metodología de clasificación de recursos que permitan ir de la mano con la certeza de los resultados obtenidos y la proyección de las campañas de perforación tengan el objetivo de incrementar la certeza del deposito y que los recursos obtenidos se clasifique de acuerdo a un rango de certeza.

Es importante remarcar que la puesta a prueba de una herramienta geostadística asume consideraciones y restricciones que influyen en los resultados y que deben ser abordados en el estudio. En el caso del estudio de Cuajone era importante corroborar la estacionaridad de la variable aleatoria, la robustez del variograma en la reproducción de los datos de origen, los test nubes de correlación para demostrar que la variable era bigausiana y así proceder en el condicionamiento uniforme y analizar los resultados obtenidos.

CONCLUSIONES

Esta herramienta permite en la planificación la zonificación de las fases de minado de acuerdo a su confianza, con la finalidad de generar alternativas de minado y cuánto podría variar en el material movido y que medidas deberían tomarse.

Si bien es cierto se ha medido la incertidumbre los resultados no son buenos, el material por encima de 0.4% de cobre presente una probabilidad de 40% que pase este umbral cuando debería encontrarse por encima de 75%.

(Figura 21).

El mineral cuantificado para la planificación de los próximos meses resulta muy incierto en su estimación por tanto se podría considerar que el material a ser minado podría variar de 10, 500,000 m³ hasta 2, 000,000 m³ o asumir dicho material con un nivel de certeza y re direccionar el minado.

La clasificación de recursos no es un buen indicador del grado de certeza de los bloques más bien permite medir a qué distancia se guarda mejor correlación considerando que los dominios de estimación son los correctos.

Los métodos no lineales permiten analizar no solo la estimación si no la calidad de la estimación pese a que el modelo variográfico es robusto la información existente no lo es y por tanto requiere de información adicional (Perforación Diamantina).

Las reconciliaciones llevadas a cabo de polígono a polígono son un indicador muy importante del grado de incertidumbre sea en el mineral o en el desmonte, esto permitirá tomata medidas ene el corto plazo como los mapeos de banco a banco, los métodos interpolación usados en los taladros de producción etc.

RECOMENDACIONES

Esta probabilidad debería ser incorporada al modelo de bloques con la finalidad de conocer la sensibilidad del mineral planificado de tal manera de orientar el minado para poder manejar otras alternativas y mantener un envío constante de mineral sin afectar la productividad.

Es necesario ajustar las restricciones de los radios de búsqueda de tal manera de estimar los bloques con la mayor cantidad de muestras por sector y por taladro de tal manera de replicar el carácter intrínseco de la variable y aumentar el grado de confianza.

Las restricciones que se puedan tomar ayudara a mejorar el grado de certeza pero requiere llevar a cabo un análisis variográfico completo por dominio y considerando solo las muestras que no hayan sido minadas y determinar en cuanto se han restringido los alcances.

La información de certeza es posible usarla para el desarrollo de programas perforación orientados a las secuencia de minado de largo plazo, ya no en el incremento de recursos si no en la certeza de la información de los bloques.

BIBLIOGRAFIA

Marín Suarez, A. (2000). *Curso de Geostatística de la escuela profesional de Ingeniería de Mina de la Universidad Nacional de Ingeniería.*

Emery, X. (2002). *Simulación Estocástica y Geostatística no lineal*

Wackernagel, H. (2002). *Models and Methods of Nonlinear Geostatistic*

Remacre, A. (1984). *Conditionnement Uniform.*

Rivoirard, J. (1985). *Convergence des developpements en polynomes d'Hermitte.*

Rivoirard, J. (1994). *Introduction to Disjunctive Kriging and Non-linear Geostatistics*