

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA MINERA Y METALURGIA



**“KILOMETRO EQUIVALENTE EN EL CÁLCULO DE  
LA FLOTA DE CAMIONES EN MINA CUAJONE”**

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR:  
RENATO JORGE MOREYRA PEREZ**

**ASESOR:  
ING. CARMEN ROSALIA MATOS AVALOS**

**LIMA, PERU**

**2012**

## **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.

En especial a todos mis profesores que me inculcaron una buena base teórica y a mis compañeros y jefes de Mina que me ayudaron a poner en práctica todo lo aprendido en las aulas de la universidad.

## **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 Ing. Carmen Matos Avalos y al Ing. Jorge Díaz Artieda 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 consiste de una mina de cobre a tajo abierto y una concentradora ubicadas en el sur del Perú, a 30 kilómetros de la ciudad de Moquegua y 840 kilómetros de Lima. La concentradora tiene una capacidad de molienda de 87,000 toneladas por día.

La remoción del material de recubrimiento comenzó en 1970 y la producción del mineral comenzó en 1976. En Cuajone se utiliza un método convencional de minado a tajo abierto para extraer el mineral de cobre para su posterior procesamiento en la concentradora.

Los principales equipos de la mina de Cuajone incluyen: quince volquetes de 290 toneladas de capacidad, veinte volquetes de 218 toneladas de capacidad y siete volquetes de 231 toneladas de capacidad, tres palas de 56 yardas cúbicas de capacidad, una pala de 73 yardas cúbicas, una pala de 42 yardas cúbicas, un cargador frontal de 33 yardas cúbicas, cinco perforadoras eléctricas y una perforadora diesel para pre-corte. Continuamente mejoramos y renovamos nuestros equipos.

Debido a las dimensiones del tajo, específicamente sus 800m de profundidad, la mina Cuajone entro a una ampliación para poder seguir cumpliendo su cuota diaria de 87000 toneladas de mineral a la concentradora, esta ampliación comenzó el 2009 y debería de terminar aproximadamente a finales del 2012. Para este proceso de ampliación se requiere 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.

## INDICE

DEDICATORIA .....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
RESUMEN.....	iii
LISTA DE FIGURAS .....	vii
INDICE DE TABLAS .....	viii
INTRODUCCION .....	1
CAPITULO I: GENERALIDADES.....	3
1.1 UBICACIÓN .....	3
CAPITULO II: GEOLOGÍA .....	5
2.2 INTERPRETACIÓN DEL MODELO DE ALTERACIÓN.....	7
2.3 INTERPRETACIÓN DEL MODELO DE MINERALIZACIÓN .....	7
CAPITULO III: GEOTECNIA.....	13
3.1 TALUDES DEL TAJO.....	14
3.2 SECTORES Y ÁNGULOS DE TALUD .....	14
CAPITULO IV: PLANIFICACIÓN .....	17
4.1 DATOS ECONÓMICOS .....	18
4.2 PRECIOS DE LOS METALES .....	18
4.3 RECUPERACIÓN DE LOS METALES.....	19
4.4 COSTOS .....	19
4.5 ASIGNACIÓN DE VALOR DEL BLOQUE .....	23
4.6 LEY DE CORTE .....	23
4.7 MÉTODO DE OPTIMIZACIÓN.....	25

4.8	NECESIDADES Y REQUERIMIENTOS PARA LA PLANIFICACIÓN .....	27
4.9	RESULTADOS DE LA PROGRAMACIÓN .....	29
	CAPITULO V: DEFINICIÓN DEL PROBLEMA .....	32
5.1	EL PROBLEMA .....	34
5.2	KILOMETRO EQUIVALENTE .....	35
	CAPITULO VI: ANÁLISIS ESTADÍSTICO Y PRODUCTIVIDAD.....	36
6.1	VELOCIDADES DE LA FLOTA DE VOLQUETES .....	36
6.2	ESTADÍSTICAS DE PRODUCTIVIDAD .....	37
	CAPITULO VII: NÚMERO DE VOLQUETES - RUTA DE ACARREO .....	38
7.1	RUTAS DE ACARREO.....	38
7.2	DESARROLLO DEL CALCULO .....	40
	CAPITULO VIII: INTERPRETACION DE RESULTADOS .....	42
	TABLA 20: REQUERIMIENTO DE VOLQUETES.....	43
	CONCLUSIONES .....	45
	RECOMENDACIONES.....	47
	BIBLIOGRAFIA.....	49

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1	Ubicación de la Operación.....	4
Figura 2	Vista en Sección del Modelo de Roca .....	10
Figura 3	Vista en Sección del Modelo de Alteración.....	11
Figura 4	Vista en Sección del Modelo de Mineralización.....	12
Figura 5	Geología y ángulos inter-rampas de la pared del Tajo Final....	16
Figura 6	Vista en sección del tajo óptimo a distinto precios.....	25
Figura 7	Formula de Moliendabilidad.....	27
Figura 8	Productividades Promedio .....	28
Figura 9	Secuencia de Minado .....	29
Figura 10	Costos de Produccion Mina Cuajone.....	32
Figura 11	Rutas de Acarreo .....	38
Figura 12	Volquetes Requeridos vs. Flota Actual .....	43



## INDICE DE TABLAS

Tabla 1	Tipo de Roca.....	6
Tabla 2	Tipo de Alteraciones .....	7
Tabla 3	Tipo de Mineralizacion .....	8
Tabla 4	Dureza .....	9
Tabla 5	Angulos Inter Rampa del Tajo Final.....	15
Tabla 6	Costos de Minado .....	20
Tabla 7	Costos de Concentradora .....	20
Tabla 8	Costos GyD.....	21
Tabla 9	Costos de Fundición y Refinación.....	21
Tabla 10	Costos de Tratamiento.....	22
Tabla 11	Costos Unitarios por Regalías Mineras y Ventas.....	22
Tabla 12	Reporte de Reservas a 1.8\$lb de Cobre.....	26
Tabla 13	Reporte de Producción a 25 años.....	30
Tabla 14	Velocidades las flotas de Volquetes.....	35
Tabla 15	Productividad de las Flotas de Volquetes con Kilometro Equivalente .....	36
Tabla 16	Toneladas Planeadas con su Distancia de Acarreo.....	39
Tabla 17	Kilómetros Equivalentes por Flota de Volquetes.....	39
Tabla 18	Calculo del Numero de Volquetes.....	40
Tabla 19	Distribucion de Volquetes por Flota .....	42
Tabla 20	Requerimiento de Volquetes.....	42

## INTRODUCCION

Las evaluaciones técnicas económicas que se requieren para determinar el requerimiento de equipos necesarios para una ampliación se basan en hacer un buen planeamiento de minado, que garantice el cumplimiento diario de la cuota de mineral a concentradora.

En mina Cuajone antes de esta última ampliación ya se contaba con flotas mixtas de palas y volquetes, con una tendencia hacia la compra de equipos mucho más grandes.

Cuajone empezó su ampliación con la compra de una pala de 73 yardas cúbicas que coincidió con el inicio de su nueva fase 5 de minado, sabiendo que todo inicio de fase tiene rutas más cortas de acarreo no se requirió de inmediato volquetes nuevos, pero ahora nos encontramos a una mayor profundidad y con unos botaderos cada vez más lejos, empezamos a requerir una flota de acarreo de mayores dimensiones.

La elección en la compra de volquetes nuevos se da básicamente con el conocimiento de que a un mayor tamaño del volquete será menor nuestro

costo por tonelada acarreada (ejemplo el CAT797). Estos volquetes mas grandes entraran con las restricciones de no ser cargados por palas como la PH2800 de 42 yardas cubicas y solo deberían transitar en rutas de 40m de ancho, en la actualidad la mitad de las rutas de Cuajone está con 35m de ancho y a partir del comienzo de la fase 6 en el 2012 se tendrá el 100% de las rutas de esta fase con 40m. de ancho.

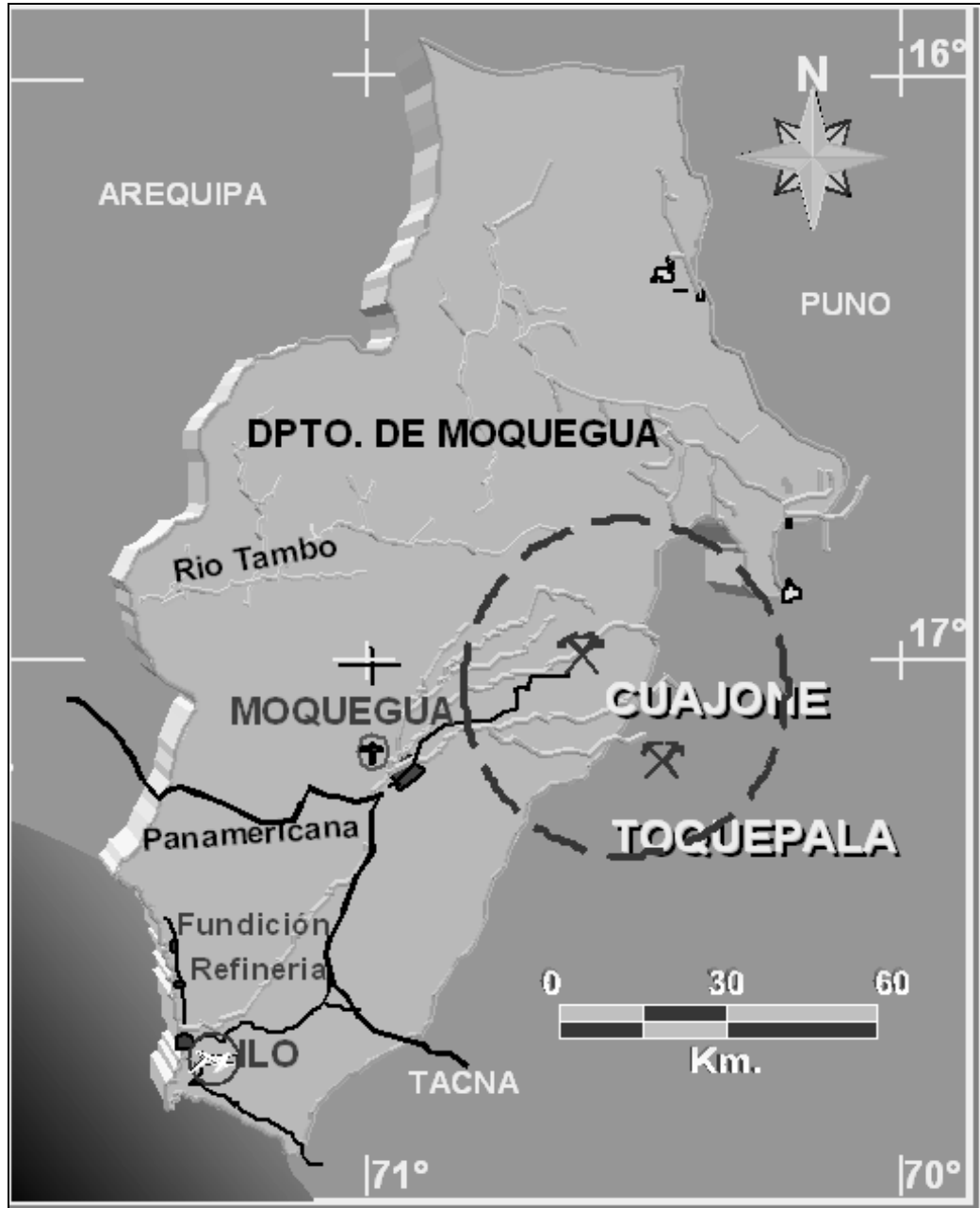
## **CAPITULO I: GENERALIDADES**

### **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.1). Geográficamente se encuentra entre las coordenadas UTM:

538,200 y 542,000 Este - 4,000 y 87,800 Norte

**FIGURA. 1 UBICACIÓN DE LA OPERACIÓN**



Fuente: Presentación Del Área – Mina Cuajone

## **CAPITULO II: 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.

### **2.1 INTERPRETACIÓN DEL MODELO DE ROCA**

A través de los años en Cuajone se ha podido diferenciar un total de 29 rocas que han sido reconocidas en superficie y por medio de taladros diamantinos en profundidad (Figura. 2).

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 268,853m de los cuales adicionalmente 87 taladros han sido relogueados para determinar los contactos entre los diferentes pulsos intrusivos de Latita Porfirítica.

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

## 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
ArgílicaSupérgena	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

## 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.

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



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

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.
LeachCapping	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

## 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

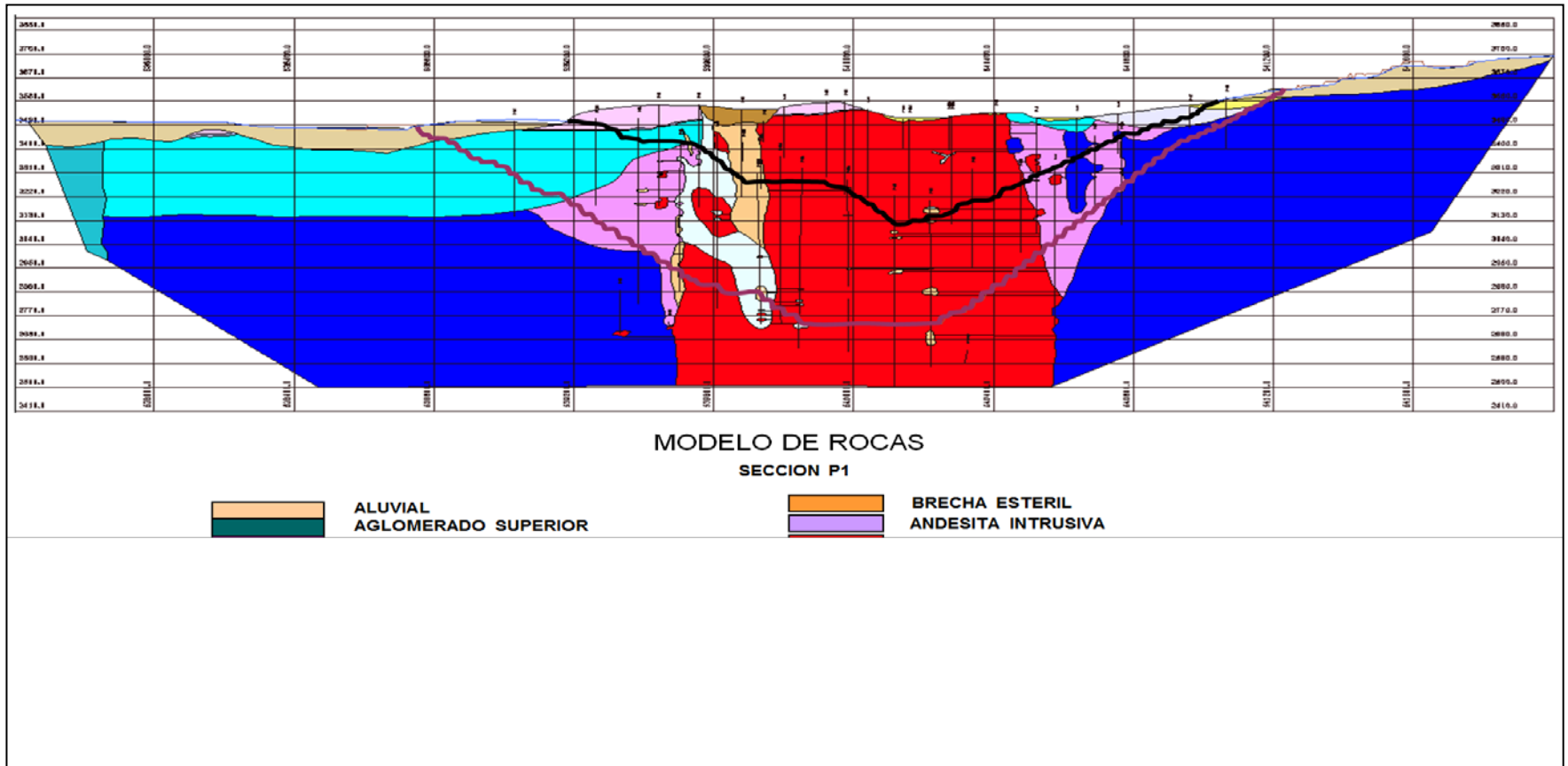
clasificándolas en la escala de Mohs con variaciones del 1 al 7 (más blando al más duro) o con variaciones de muy suave, suave, duro y muy duro que tenga una relación directa con el Work Index que se obtiene en la Concentradora.

**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 QzPervasivo	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

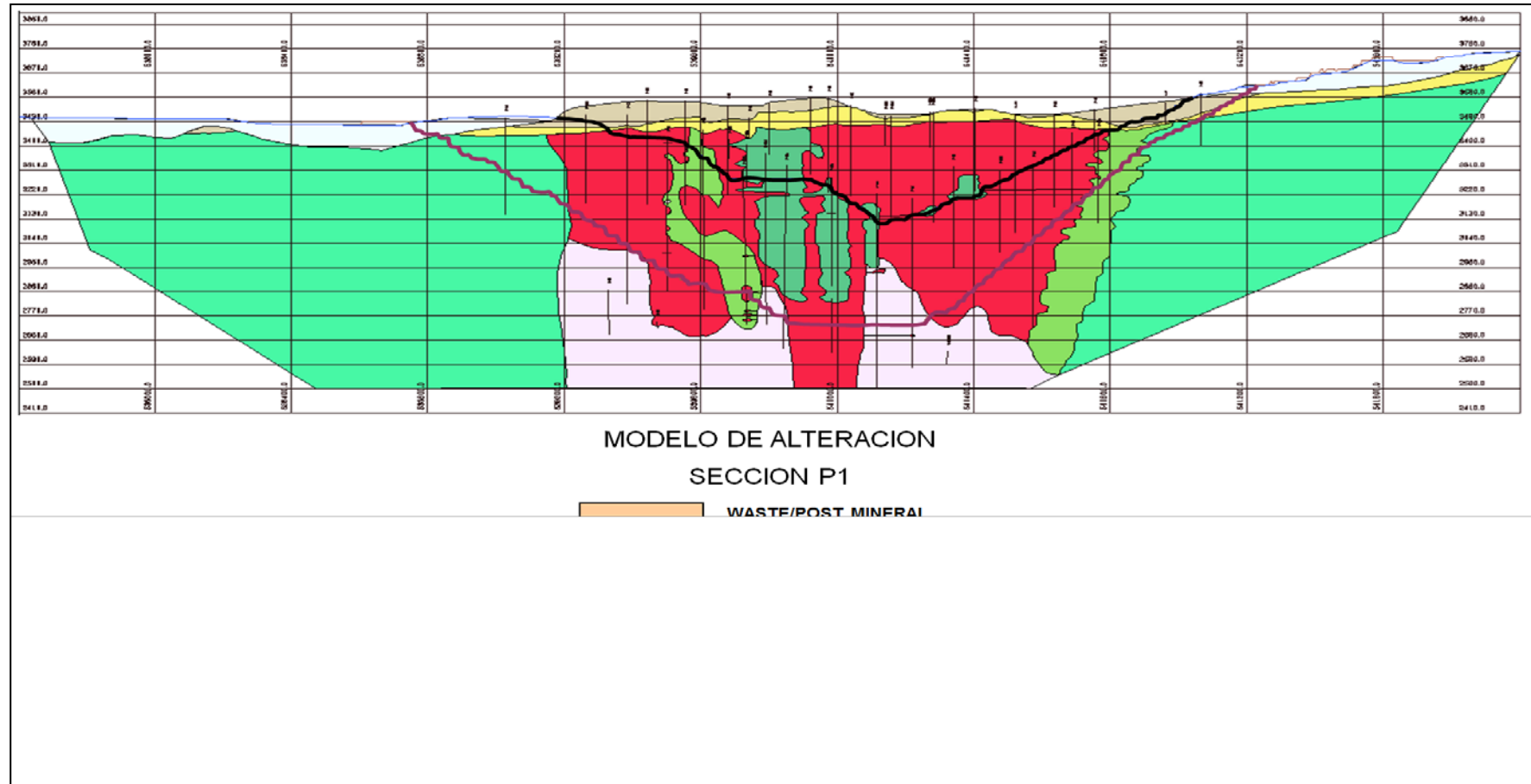
Fuente: Área de Geología – Mina Cuajone

FIGURA 2: VISTA EN SECCIÓN DEL MODELO DE ROC

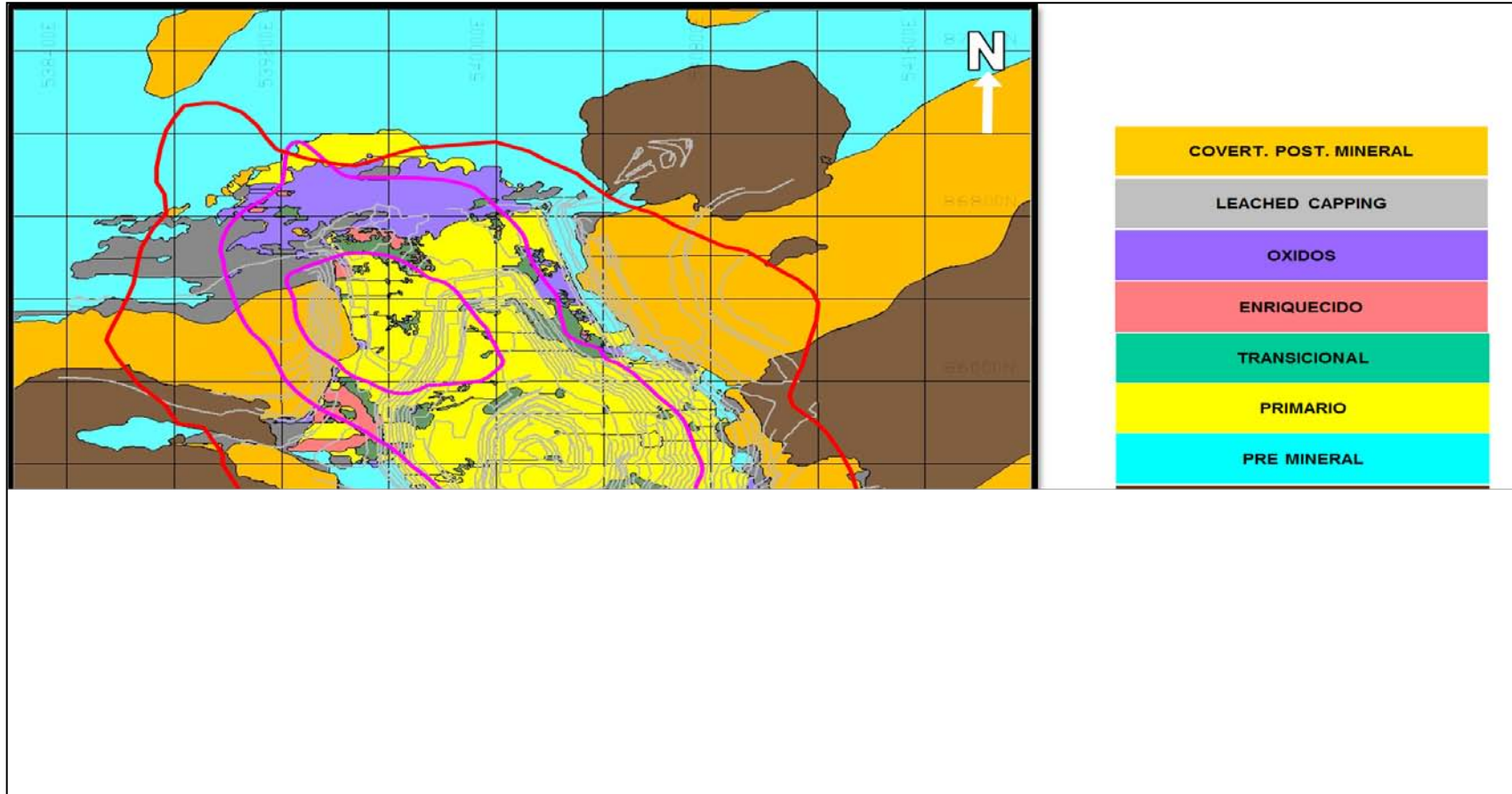


Fuente: Área de Geología – Mina Cuajone

**FIGURA 3: VISTA EN SECCIÓN DEL MODELO DE ALTERACIÓN**



Fuente: Área de Geología – Mina Cuajone

**FIGURA 4: VISTA EN SECCIÓN DEL MODELO DE MINERALIZACIÓN**

Fuente: Área de Geología – Mina Cuajone

### **CAPITULO III: 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 el gráfico 6.10-1 se muestran los dominios estructurales recomendados por Golder Associates. Los ángulos inter-rampas para los volcánicos son 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°.

### **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.
- 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.

### **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 cascarón del tajo final (Tabla 1 y Figura 6).

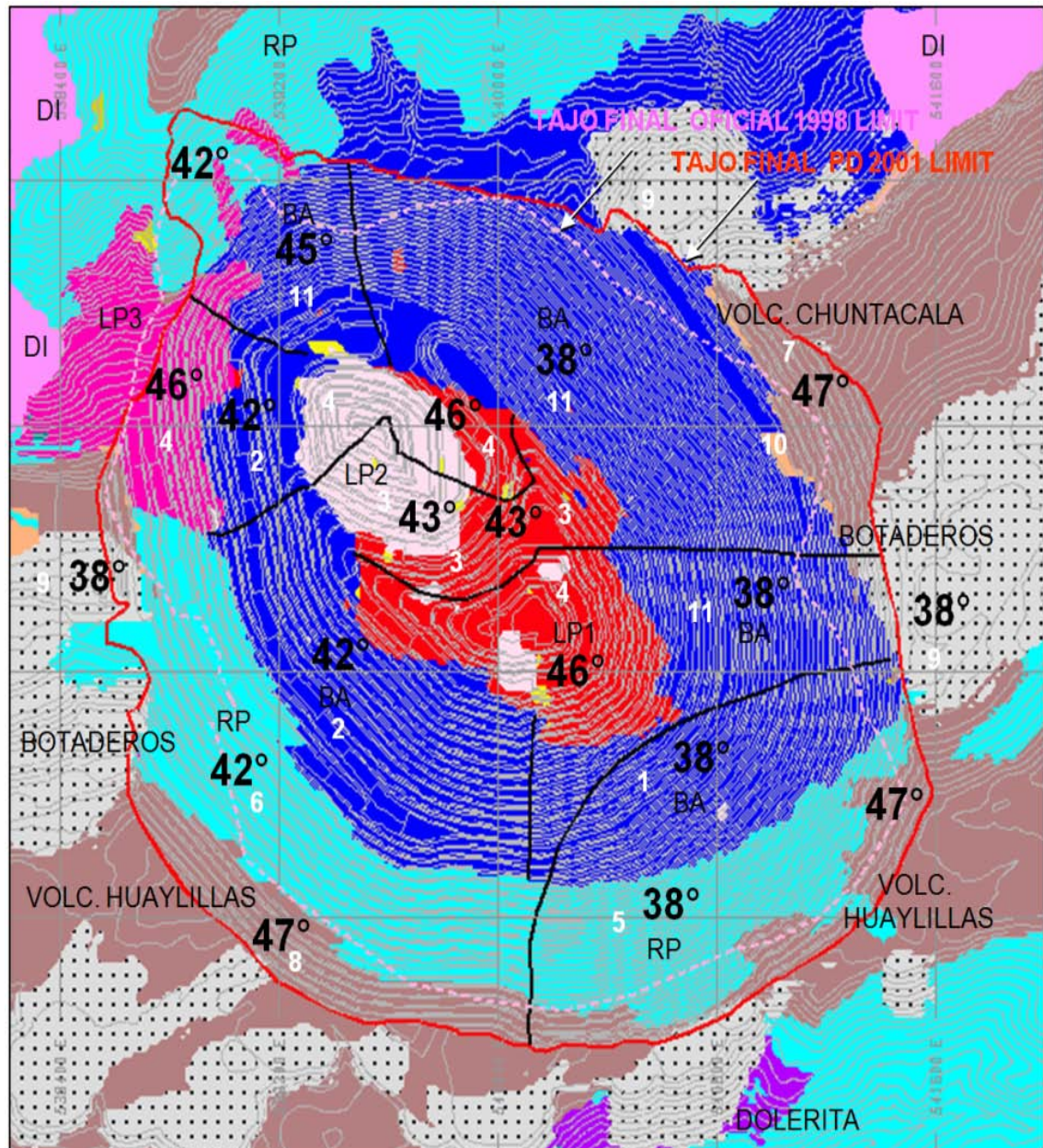
**TABLA 5: ÁNGULOS INTER-RAMPAS DEL TAJO FINAL**

XTRA4	TIPO DE ROCA		SLOPE	PHSLP	BANCO		BERM	
	codigo		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
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 5: GEOLOGÍA Y ÁNGULOS INTER-RAMPAS DE LA PARED FINAL**



Fuente: Área de Geotecnia – Mina Cuajone

## **CAPITULO IV: PLANIFICACIÓN**

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

#### **4.1 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 ceteado a 87,090 t/d y la producción de mineral lixiviable puede ser variable.

#### **4.2 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/Oz

### **4.3 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.

### **4.4 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-h

**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
Caminos y Botaderos	8,021,973	96,136	0.08
Costos Generales	6,825,247	96,136	0.07
<b>Costos Directos de Minado</b>	<b>68,081,173</b>	<b>96,136</b>	<b>0.71</b>
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
<b>Costo Base de Minado</b>			<b>0.99</b>

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
<b>Costo Total de Concentradora</b>			<b>3.51</b>

Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

**TABLA 8: COSTOS GYD**

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
<b>Otros Costos Cargados al Mineral</b>			<b>1.66</b>

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
Crédito por Plata en Blister			-0.01
Crédito por Plata en Cátodo			-0.06
Crédito 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	Costo (\$)	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	Costo (\$)	Lb. Cu Cátodos	\$/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

**TABLA 11: COSTOS UNITARIOS - REGALÍAS MINERAS Y VENTAS**

Gastos de Venta para Cobre	\$/Lb Cu	0.017
Gastos de Pago de Regalías de Cobre	\$/Lb Cu	0.043
Gastos de Venta y Tostación para Moly	\$/Lb Mo	1.684
Gastos de Pago de Regalías 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

#### 4.5 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.

$$\begin{aligned}
 \text{TON} &= (20 \times 20 \times 15) \times \text{GETM} \\
 \text{INCU} &= \text{TCUK} \times 2204.6 \times \text{RECCU} \times \text{RecFu} \times \text{RecRe} \times (\text{PreEqCu} - \text{CoFuRef}) \\
 \text{INMO} &= \text{MOK} \times 2204.6 \times \text{RECMO} \times (\text{PreMo} - \text{GaVMO} - \text{GaRegMo}) \\
 \text{COST} &= \text{CoMin} + \text{CoCon} + \text{CoAdic} + n(\text{banco debajo del nivel 3430}) \times \text{Fac. Pro} \\
 \\ 
 \text{VAL BM} &= (\text{INCU} + \text{INMO} + \text{COST}) \times \text{TON} \times \text{TOPO} / 100
 \end{aligned}$$

#### 4.6 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 Lixiviación

Minado	0.986\$/t
Lixiviación	4.287\$/t



Costos Lixiviación

Operación	0.137 \$/Cu
fino	
Costo Indirecto	0.006 \$/Cu
fino	
Supervisión	0.009\$/Cu
fino	
Costos Generales	0.037\$/Cu
fino	

Recuperación

Lixiviación		62.1%
Ley de Cátodo		100.0%
En el punto de Equilibrio	Costos =	Ventas

**Costos [Lixiviación + planta ESDE]= Ventas (2204.6\*RecLix\*(PCu Equivalente))**

	(\$/tm lix)	(\$/lb)		(\$/lb)
Ley de Corte	=		<u>Costos de lixiviación</u>	
			2204.6*Rec*(PCuEquiv.- Costos	
			ESDE	

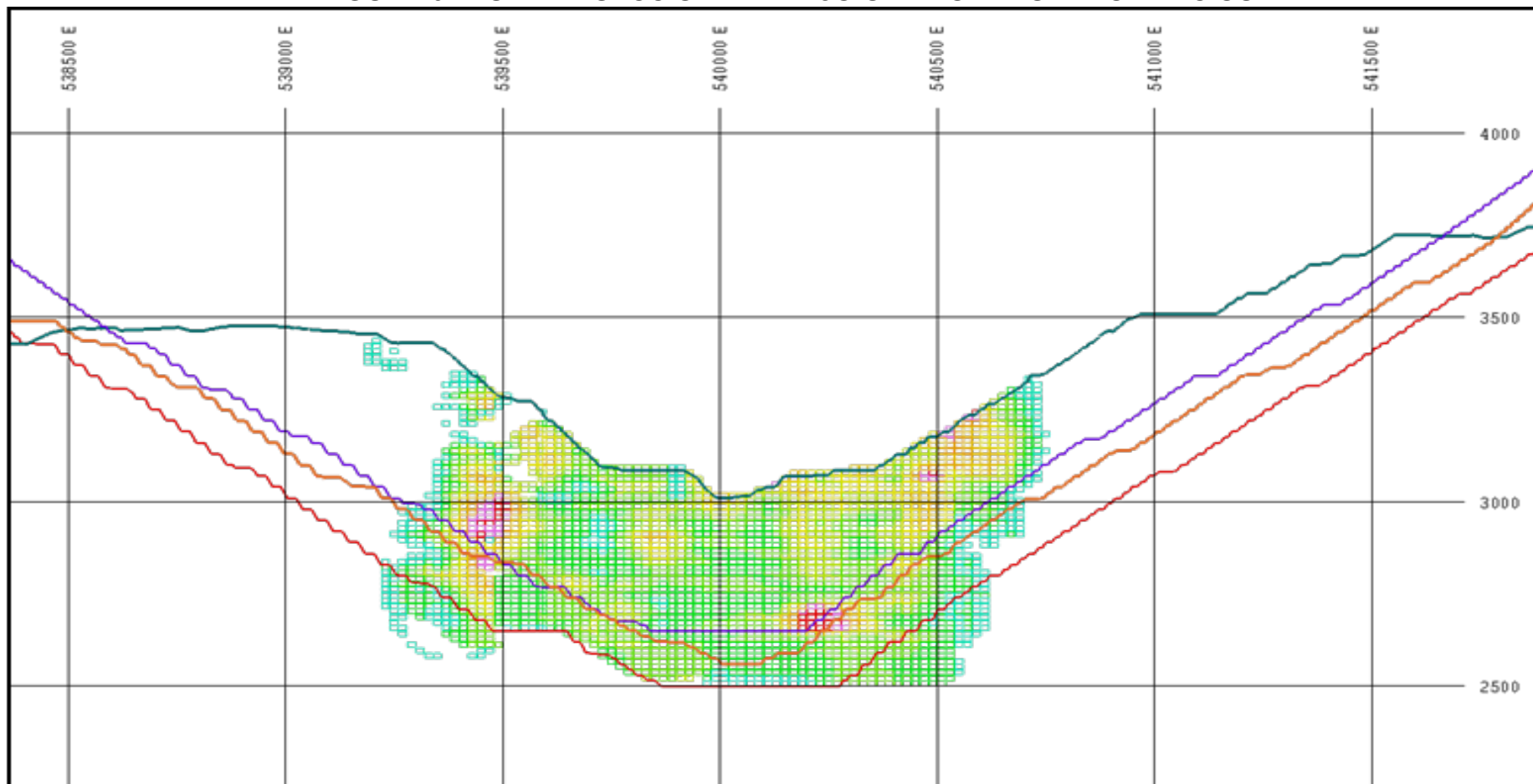
$$\text{Ley de corte interna} = \frac{4.29}{2,119.34} = 0.202\%$$

$$\text{Ley de corte externa} = \frac{5.27}{2,119.34} = 0.249\%$$

#### **4.7 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. (Figura 7 y Tabla 11).

FIGURA 6: VISTA EN SECCIÓN DEL TAJO ÓPTIMO A DISTINTO PRECIOS



Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

**TABLA 12: REPORTE DE RESERVAS 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
Indice de Solubilidad	(%)	52.3%	Indice de Solubilidad	(%)	60.9%

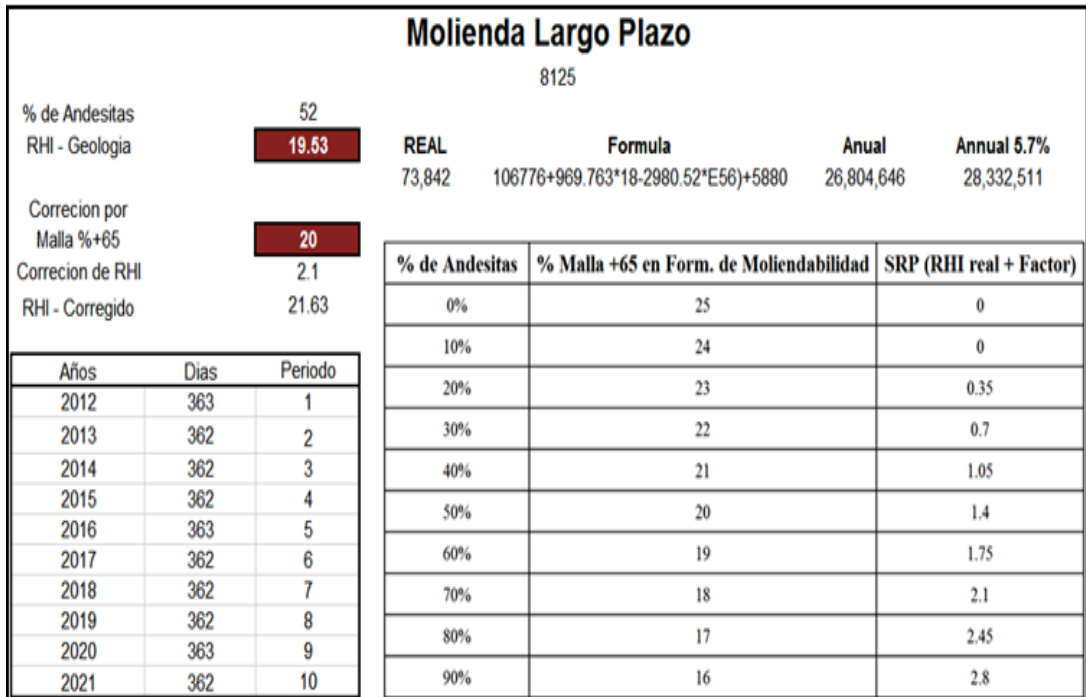
Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

#### 4.8 NECESIDADES Y REQUERIMIENTOS PARA LA PLANIFICACIÓN

El programa MineSight® 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

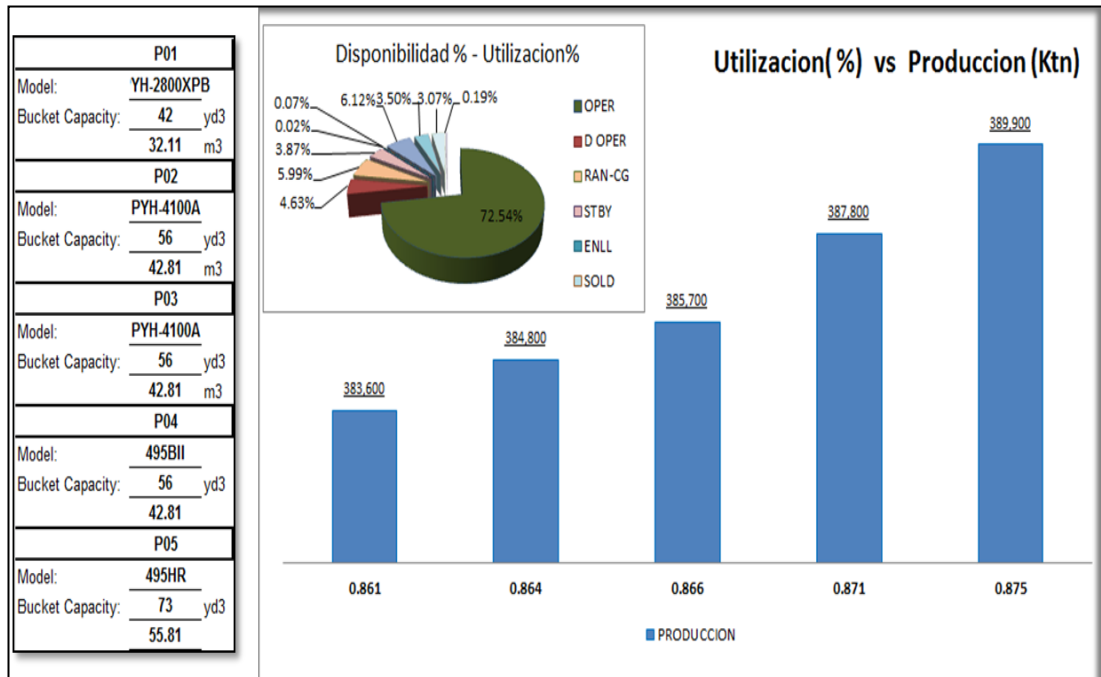
El requerimiento anual de mineral a concentradora está basado en el envío diario de 87,090 tms/día a la concentradora durante 363 días (364días en años bisiestos) y que cuenten con las características de moliendabilidad (Figura 8).

**FIGURA: 7 FORMULA DE MOLIENDABILIDAD**



Fuente: Área de Concentradora – Mina Cuajone

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 (Figura 9).

**FIGURA 8: PRODUCTIVIDAD PROMEDIO**

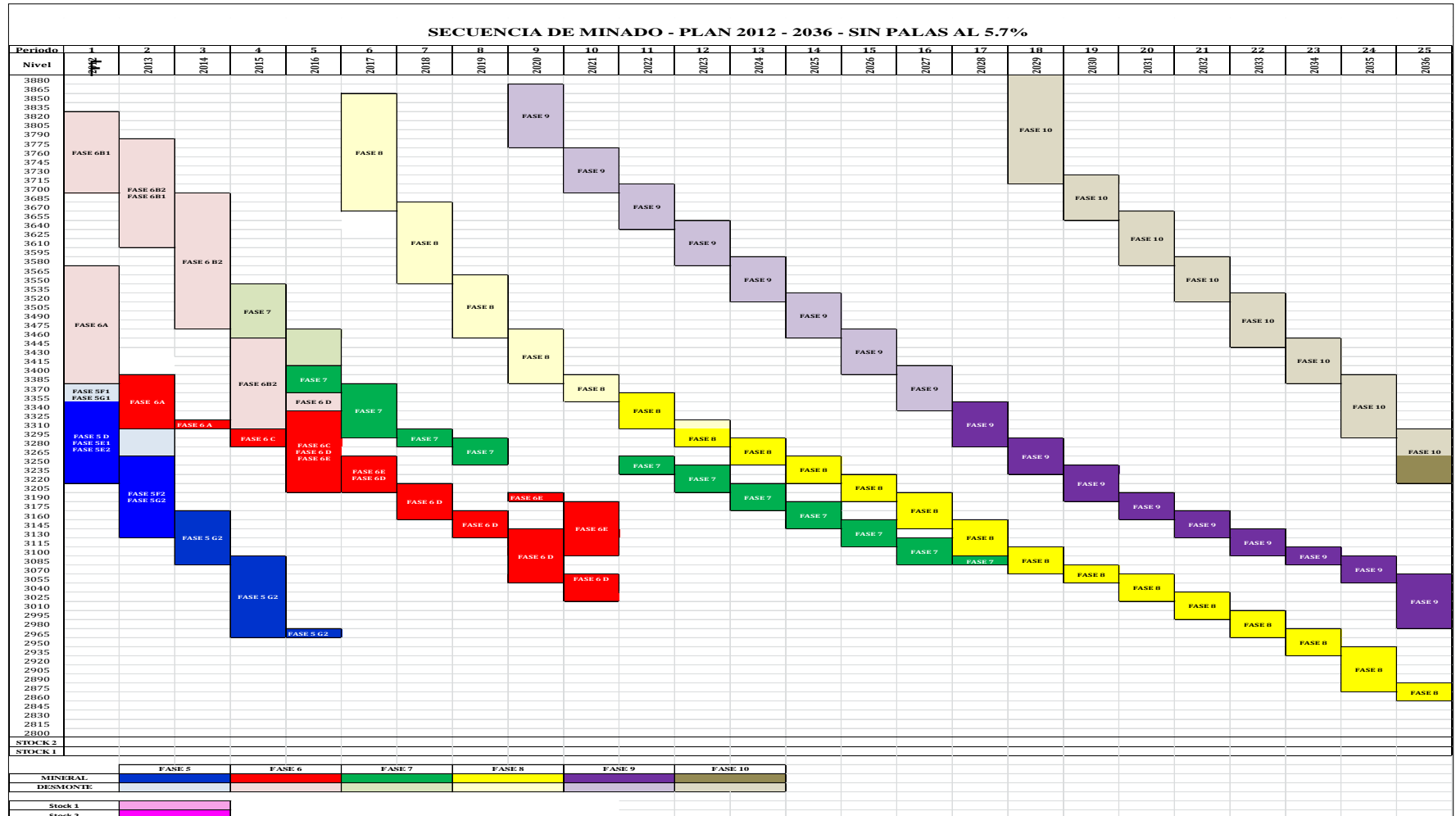
Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone

#### 4.9 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 10 y Tabla 13).

**FIGURA 9: SECUENCIA DE MINADO**



Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajo

**TABLA 13: REPORTE DE PRODUCCION A 25 AÑOS**

Año	Mineral	Ley	Rec. Cu	St>= 0.2	Ley	St>= 0.4	Ley	Oxido	Ley	Waste	Total
#	(KTons)	%Cu	%	(KTons)	%Cu	(KTons)	%Cu	(KTons)	%	(KTons)	KTons
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
<b>TOTAL</b>	<b>734,963</b>	<b>0.580</b>	<b>85.6</b>	<b>152,079</b>	<b>0.253</b>	<b>7,409</b>	<b>0.563</b>	<b>10,056</b>	<b>0.530</b>	<b>2,597,063</b>	<b>3,501,570</b>

Fuente: Área de Planeamiento a Largo Plazo – Mina Cuajone



## **CAPITULO V: DEFINICIÓN DEL PROBLEMA**

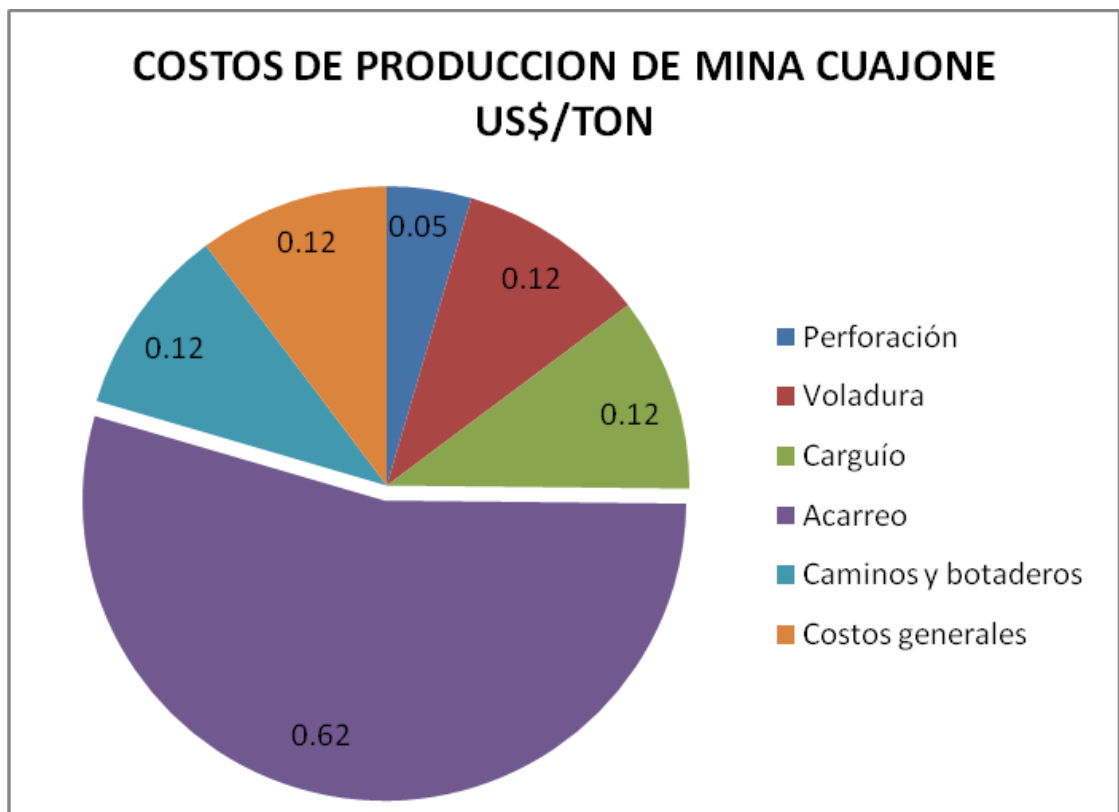
La mina Cuajone requiere comprar una nueva flota de volquetes que debe de encajar adecuadamente en las flotas mixtas de palas y volquetes que tiene.

Con el fin de mantener muy alto la utilización de estos, para estos se deben tener un buen plan de minado que permitan rutas más flexibles, que permitan tener en una ruta una sola flota de volquetes, para no tener el problema que el volquete más lento retrase al más rápido, o que le volquete más rápido sobrepase al más lento generando una situación de alto riesgo de choque de equipos.

Las ubicaciones de las Palas también son muy importantes en la determinación del cumplimiento del plan de minado, donde tienen planes de contingencia en caso de que se malogre una pala de mineral la siguiente en remplazarla debería de ser de similares características y que no se encuentre muy alejada de esta, porque en Cuajone una pala se demora aproximadamente 12horas en trasladarse de un extremo a otro de la mina.

El costo de acarreo de mina Cuajone es más alto que el resto de costos juntos, por tal tener la flota más adecuada ayudara significativamente a reducir el costo por tonelada.

**FIGURA 10: COSTOS DE PRODUCCIÓN MINA CUAJONE**



Fuente: Área de Planeamiento – Mina Cuajone

## 5.1 EL PROBLEMA

En Cuajone se está minando la fase 5 y empezara a minar la fase 6 el 2012 simultáneamente, las fase 5 contempla 3 sub-fases y la fase 6 tiene 5 sub-fases.

El cambio de una fase a la otra genera cambios muy fuertes en la distancia de acarreo, donde se puede tener que de un mes a otro necesitemos requerir una flota del doble de tamaño en los casos más extremos, así también se tiene en el otro extremo que nos puedan sobrar volquetes.

Teniendo el plan anual de minado a detalle se procede a generar las rutas en acarreo, calculando su distancia y su LIFT-UP por cada ruta en cada tramo ya sea plano, de subida o de bajada; con esta información y conociendo las características de nuestros equipos se calcula el ciclo de acarreo por ruta y seguidamente el numero de volquetes requerido para cada ruta con su pala respectiva.

Este cálculo se puede hacer mediante un software especializado como el TALPAC, el cual nos toma mucho tiempo calibrarlo para que nos de datos reales, pero nos genera mucho error cuando se le ingresa una ruta muy distinta a la cual fue calibrado.

En Cuajone utilizamos el método del kilometro equivalente y formulas básicas para determinar el ciclo del volquetes y el numero de volquetes necesarios para cumplir con el plan de minado.

## 5.2 KILOMETRO EQUIVALENTE

Consiste en determinar la distancia equivalente en plano para un volquete que está subiendo en rampa en un mismo tiempo determinado.

En Mina Cuajone todas las rampas están diseñadas a 10%, lo cual hace más fácil nuestro cálculo porque solo tenemos las equivalencias para un solo ángulo de subida y de bajada del volquete vacío como cargado

$$K_{equ}(ida) = Dist_{plana} + \frac{Liftup}{0.0995} * \left( \frac{Vel.plano_{lleno}}{Vel.subida_{lleno}} - 1 \right) + \frac{Lifdown}{0.0995} * \left( \frac{Vel.plano_{lleno}}{Vel.bajada_{lleno}} - 1 \right)$$

$$K_{equ}(vuelta) = Dist_{plana} + \frac{Lifdown}{0.0995} * \left( \frac{Vel.plano_{vacio}}{Vel.subida_{vacio}} - 1 \right) + \frac{Lifup}{0.0995} * \left( \frac{Vel.plano_{vacio}}{Vel.bajada_{vacio}} - 1 \right)$$

$$K_{equivalente}(total) = K_{equ}(ida) + K_{equ}(vuelta)$$

La precisión de este cálculo estará dado básicamente por la exactitud de la velocidad que pongamos a cada flota volquete.

## CAPITULO VI: ANÁLISIS ESTADÍSTICO Y PRODUCTIVIDAD

### 6.1 VELOCIDADES DE LA FLOTA DE VOLQUETES

Para este caso de estudio se ha tomado los datos reales de las velocidades de todos los volquetes en todas las condiciones en plano (cargado y vacio), en subida (cargado y vacio) y en bajada (cargado y vacio); obteniéndose un promedio de velocidades para cada flota:

**TABLA 14 VELOCIDADES DE LAS FLOTAS DE VOLQUETES**

	Velocidad(Km/h)					
	Cat 793C		Komatsu 930E		Komatsu 830E	
	Lleno	Vacio	Lleno	Vacio	Lleno	Vacio
Plano	28.0	39.0	40.0	45.0	32.0	38.0
Subida	11.0	28.0	10.0	28.0	12.0	28.0
Bajada	21.0	29.0	24.1	33.0	24.1	29.0

Fuente: Planeamiento – Cuajone

## 6.2 ESTADÍSTICAS DE PRODUCTIVIDAD

Los indicadores de productividad como t/h, t/km US\$/t, etc., son muy usados para comparar la productividad de un periodo versus otro; en el tema de acarreo no son los más adecuados, cuando las variables de distancia y liftup son mu cambiantes con respecto de un periodo a otro, por estas razones solo usamos los indicadores si fueron calculados con kilómetros equivalentes.

**TABLA 15: PRODUCTIVIDAD VOLQUETES KILOMETRO-EQUIVALENTE**

	TM-Km_Equiv./Hr	TM/Hr	\$/TM Km_Equiv.	\$/TM-Km
<b>CAT 793C</b>	3696	3,669	0.142	0.215
<b>KOMATSU 930E</b>	6653	6,700	0.077	0.150
<b>KOMATSU 830E</b>	3812	3,667	0.137	0.237

Fuente: Planeamiento – Cuajone

El indicador “ton\*km-Equ/Hr”, es el más indicado para determinar la productividad de una flota de volquete, en nuestro calculo utilizaremos este cuadro que se obtuvo con la información de todo el 2010.

## **CAPITULO VII: NÚMERO DE VOLQUETES - RUTA DE ACARREO**

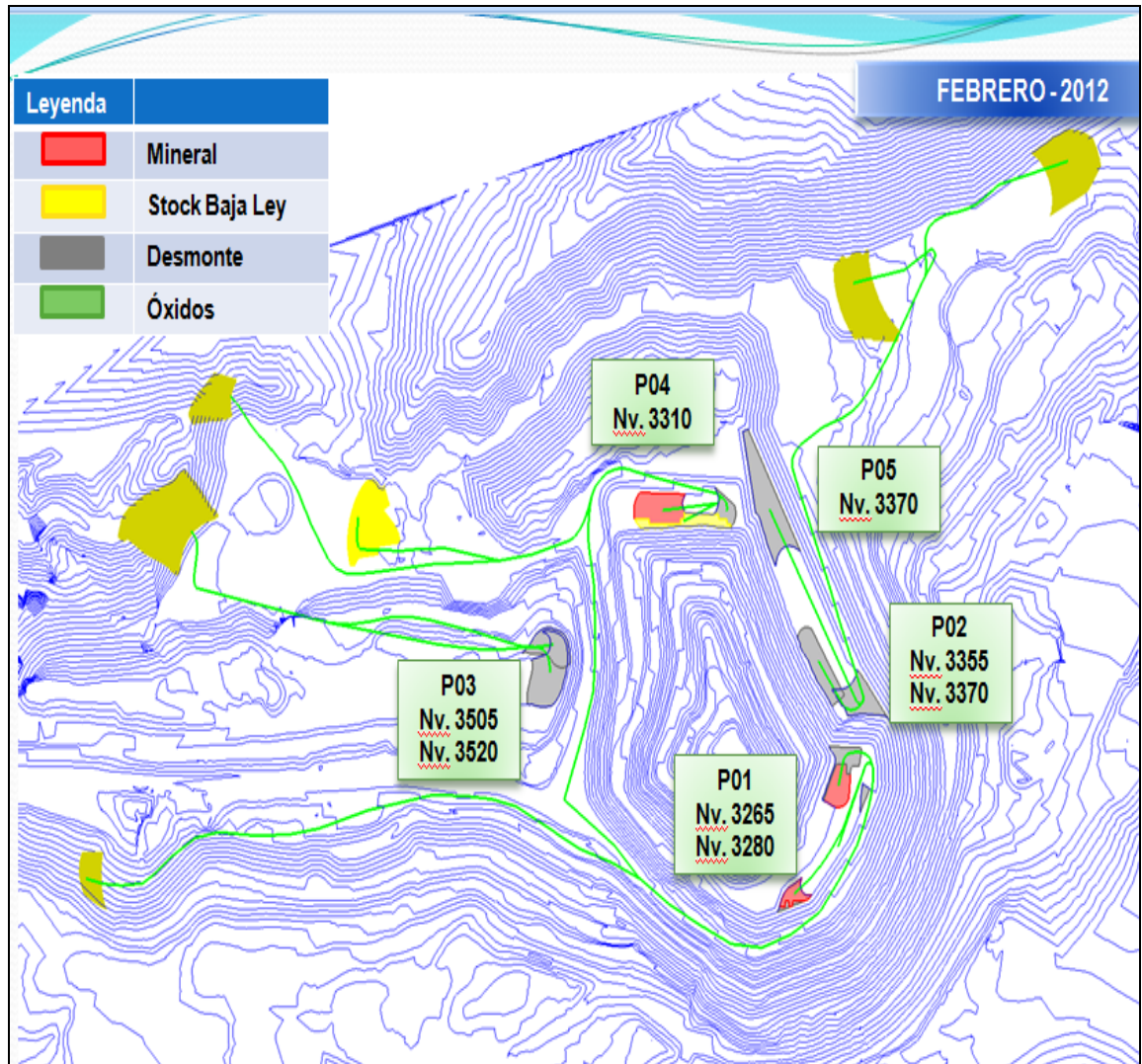
### **7.1 RUTAS DE ACARREO**

La Mina Cuajone tiene los siguientes destinos de descarga: Botadero de desmonte, botadero de sulfuro de baja ley, Hopper de Mineral, chancadora de Óxidos, Stock de Mineral y Stock de Óxidos.

Las rutas se realizan desde el centro de gravedad de los cortes de material que van a ser extraídos de la mina hacia sus destinos respectivos de acuerdo al tipo de material, estos cortes representan el tonelaje mensual que va a ser extraído por cada Pala.

En el grafico siguiente se tiene las rutas diseñadas para el mes de enero del 2012 de Mina Cuajone.

FIGURA 11: RUTAS DE ACARREO



Fuente: Área de Planeamiento – Mina Cuajone

En el cuadro siguiente se tiene las distancias obtenidas por cada ruta de acarreo para el mes de Enero:



**TABLA 16: TONELADAS PLANEADAS - DISTANCIA DE ACARREO**

Pala	Material	Ton	Distancia(m)	LiftUp	LiftDown
P01	ore	1,229,711	2551.18	150.00	
P01	waste	537,289	4928.13	274.98	
P02	waste	2,147,591	3390.15	221.63	
P03	waste	298,674	2014.91	1.45	144.00
P03	waste	1,528,691	2158.01	1.45	129.00
P03	waste	476,597	2226.11	1.45	114.00
P04	ore	258,127	2090.17	145.85	
P04	waste	362,156	3077.37	95.96	
P04	ore	834,532	2130.39	130.85	
P04	waste	770,276	3034.68	80.96	
P05	waste	2,323,798	2938.72	188.00	

Fuente: Planeamiento – Cuajone

**7.2 DESARROLLO DEL CALCULO**

Con los datos a detalle de cada ruta y la productividad por pala, procedemos a calcular el K-Equ. para cada ruta por flotas.

**TABLA 17: KILÓMETROS EQUIVALENTES - FLOTA DE VOLQUETES**

Pala	Material	Rutas			K-Equ(ida-vuelta)		
		Dist.	L_up	L_down	Cat 793C	K930E	K830E
P01	ore	2551.18	150.00		7.95	10.17	8.08
P01	waste	4928.13	274.98		15.08	19.15	15.32
P02	waste	3390.15	221.63		10.99	14.27	11.18
P03	waste	2014.91	1.45	144.00	5.11	5.91	5.05
P03	waste	2158.01	1.45	129.00	5.29	6.01	5.23
P03	waste	2226.11	1.45	114.00	5.31	5.95	5.27
P04	ore	2090.17	145.85		6.95	9.11	7.08
P04	waste	3077.37	95.96		7.98	9.40	8.06
P04	ore	2130.39	130.85		6.75	8.68	6.86
P04	waste	3034.68	80.96		7.61	8.81	7.68
P05	waste	2938.72	188.00		9.45	12.23	9.61

Fuente: Planeamiento - Cuajone

Se divide los indicadores del cuadro 2 (Ton\*Km-Equ/Hr) entre los Km-Equ del cuadro 4, se obtiene la productividad por volquete (t/h), entonces dividimos la productividad de las palas entre la productividad de los volquetes para determinar el número de volquete que requiere cada pala con su ruta respectiva, como lo muestra el cuadro siguiente:

**TABLA 18: CALCULO DEL NUMERO DE VOLQUETES**

Pala	Material	Prod. Palas Ton/Hr	TON/HR			# VOLQUETES		
			Cat 793C	K930E	K830E	Cat 793C	K930E	K830E
P01	ore	3180	464.3	651.3	489.3	6.8	4.9	6.5
P01	waste	3180	244.8	346.0	258.2	13.0	9.2	12.3
P02	waste	3880	335.9	464.2	353.7	11.6	8.4	11.0
P03	waste	3880	722.7	1120.7	783.2	5.4	3.5	5.0
P03	waste	3880	698.6	1102.9	755.9	5.6	3.5	5.1
P03	waste	3880	695.1	1113.1	751.1	5.6	3.5	5.2
P04	ore	4080	531.1	727.3	558.8	7.7	5.6	7.3
P04	waste	4080	462.8	705.0	490.6	8.8	5.8	8.3
P04	ore	4080	547.2	763.0	576.5	7.5	5.3	7.1
P04	waste	4080	485.3	752.4	515.1	8.4	5.4	7.9
P05	waste	4480	390.7	541.6	411.5	11.5	8.3	10.9

Fuente: Planeamiento – Cuajone

Los resultados del número de volquetes es un promedio que está afectado principalmente por la velocidad de minado de las Palas ya que a diferencia de la productividad del volquete este es afectado por el frente de minado de la pala, por esto la velocidad promedio de minado puede variar entre un +/- 20% entre un frente de material fino y uno de material grueso. Esto es un aspecto muy importante ya que en mina Cuajone se tiene siempre el material mas fino en los frentes de Mineral,

## **CAPITULO VIII: INTERPRETACION DE RESULTADOS**

El número de volquetes calculado generalmente nos sale con decimales, se tiene varios criterios para redondear este número, podemos hacerlo matemáticamente, revisando las prioridades de las palas (las palas de mineral siempre tienen máxima prioridad), por eso en una pala de mineral siempre es mejor que le sobre a que le falte volquetes, también podemos ver si es que nos sobra volquetes podemos redondear el número hacia arriba, según nuestra necesidad.

Posteriormente nos toca asignar que flota de volquete va a cada pala, esto lo hacemos los siguientes criterios: el primero es que los volquetes de menor capacidad van lógicamente con las palas de menor capacidad, y por otra parte sabemos que nuestros volquetes Komatsu 830 no pueden bajar las rampas cargados por su deficiente sistemas de frenos, así también evitamos que una pala tenga flotas mixtas. En consecuencia obtenemos el siguiente resultado.

**TABLA 19: DISTRIBUCIÓN DE VOLQUETES POR FLOTA**

Pala	# VOLQUETES			# VOLQUETES		
	Cat 793C	K930E	K830E	Cat 793C	K930E	K830E
P01	6.8	4.9	6.5			
P01	13.0	9.2	12.3			9
P02	11.6	8.4	11.0	1		10
P03	5.4	3.5	5.0			
P03	5.6	3.5	5.1			
P03	5.6	3.5	5.2	5		
P04	7.7	5.6	7.3			
P04	8.8	5.8	8.3			
P04	7.5	5.3	7.1			
P04	8.4	5.4	7.9		6	
P05	11.5	8.3	10.9		8	

Fuente: Planeamiento – Cuajone

Este cálculo de volquetes se repite para todos los meses del año consiguiendo el siguiente de resultados para el 2012:

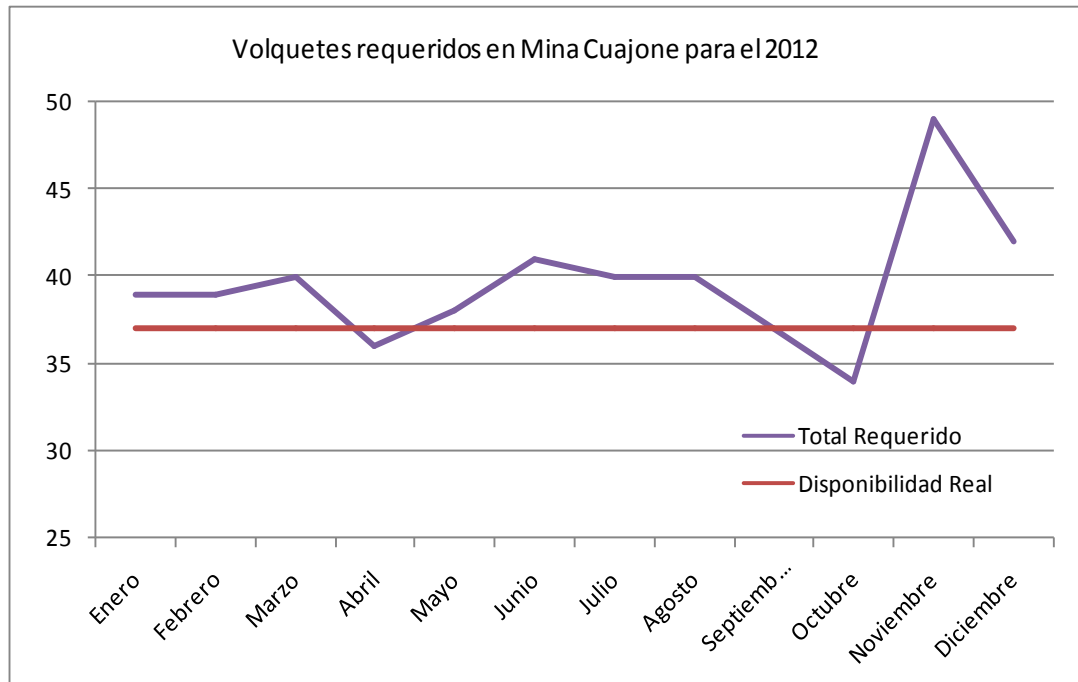
**TABLA 20: REQUERIMIENTO DE VOLQUETES**

Mes\Volquete	Cat 793C	930E	830E	Total
	# VOLQ.	# VOLQ.	# VOLQ.	
Enero	6	14	19	39
Febrero	6	15	18	39
Marzo	7	15	18	40
Abril	6	13	17	36
Mayo	6	15	17	38
Junio	7	15	19	41
Julio	6	15	19	40
Agosto	7	16	17	40
Septiembre	7	15	15	37
Octubre	7	13	14	34
Noviembre	8	20	21	49
Diciembre	5	17	20	42

Fuente: Planeamiento – Cuajone

La flota de Mina Cuajone en el 2011 es de 42 volquetes lo cual no da una disponibilidad promedio de 37 volquetes operativos, como se podrá observar en el siguiente grafico en 9 meses del 2012 no cumplimos con los requerimientos de volquetes:

**FIGURA 12: VOLQUETES REQUERIDOS VS. FLOTA ACTUAL**



Fuente: Área de Planeamiento – Mina Cuajone

## CONCLUSIONES

- El Kilometro equivalente es el factor determinante para planear el numero y el tipo de volquetes que requiere la Mina. La compra de más volquetes es solo una parte de la solución al problema, la otra parte se soluciona modificando el plan de minado y modificando la secuencia de descarga en botaderos en la medida que sea posible para aumentar o disminuir las distancias de acarreo según sea la necesidad, con el fin de obtener la máxima utilización posible de toda la flota de volquetes.
- Este cálculo del número de volquete nos ha demostrado que a lo mucho llega a tener un error de 5%, al confrontarlo con la realidad. Mientras que otros software especializados tienen un mayor error cuando se les pone rutas muy distintas a las cuales fueron cateadas, mientras que el cálculo de volquetes con kilometro equivalente no se ve afectado por los distintos tipos de rutas que vayamos a poner.

- El método es bastante rápido para determinar el número de volquetes y se sustenta en la física para determinar el kilometro equivalente y en los indicadores históricos reales que nos dan la verdadera productividad de un equipo.
- En el caso de Cuajone la formula esta para rampas de 10%, este método se puede usar en cualquier mina indistintamente de los ángulos de las rampas que tengan, simplemente cambiaria la formula.

## RECOMENDACIONES

- Las velocidades ingresadas para el cálculo deben de ser muy exactas incluyendo todos sus decimales, ya que para no tener mucha variación mes a mes en el requerimiento de volquetes el plan de minado y descarga en botaderos debe tener mucha influencia en variar los resultados.
- De considerar mantener siempre una distancia equivalente promedio de cada pala ponderada con su tonelaje planeado, esto se debe de hacer en el corto y largo plazo.
- Las productividades de las palas son promedios ya que sabemos que estas son comúnmente afectas por el tipo de frente de minado que tengan estas, este indicador en el caso de mina Cuajone puede hacer variar mucho el resultado, pero como trabajamos con predios históricos de mínimo un año logramos obtener un resultado muy real.



- En la Tabla 14 se tienen velocidades de los Camiones Komatsu en bajada y cargados, los cuales resultan ser mayor al Caterpillar 793C, estos valores fueron tomados cuando la rampa tenía un Lift-Down de 15metros, lo cual nos dan un aparente mejor performance de los Komatsu sobre los Caterpillar en bajada y cargados, pero que en la práctica no podrá ser usados para el cálculo de Kilometro Equivalente Plano por la restricción que nos da sistema de frenado de los Komatsu de no poder bajar cargado en rampas de 10% de pendiente y de más de 30metros de LIFT DOWN.
- Se recomienda el uso del Km-Equivalente para comparar indicadores económicos de productividad como son las Ton\*Km-Equ/ton, también es muy útil cuando queremos decidir qué nueva flota de volquetes queremos comprar.

## **BIBLIOGRAFIA**

MINESIGHT HAULAGE. Waste Dump Sequencer, Abril 2011

Departamento de Costos y Dispatch. Reporte Mensual de Productividad,  
Diciembre del 2011

CATERPILLAR. Caterpillar performance Handbook, edición 2011

KOMATSU. Komatsu performance Handbook, edición 2011