

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE  
HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL**

**DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**“PLANEAMIENTO DE METAS FÍSICAS 2013, DE LA  
UNIDAD OPERATIVA PALLANCATA- HOCHSCHILD MINING”**

PARA OPTAR : Título de Ingeniero de Minas

PRESENTADO POR : Bach. Edwin Quispe Chihuan

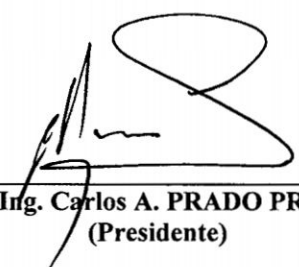
**AYACUCHO – PERÚ**

**2014**

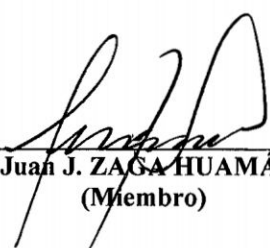
**“PLANEAMIENTO DE METAS FÍSICAS 2013, DE LA UNIDAD OPERATIVA PALLANCATA  
- HOCHSCHILD MINING”**


**RECOMENDADO : 31 DE MARZO DEL 2014**

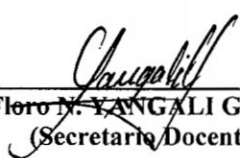
**APROBADO : 25 DE JULIO DEL 2014**

  
\_\_\_\_\_  
**MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO**  
**(Presidente)**

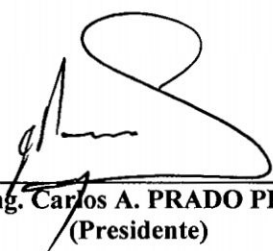
  
\_\_\_\_\_  
**Mg. Ing. Andrés PORTUGAL PAZ**  
**(Miembro)**

  
\_\_\_\_\_  
**Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN**  
**(Miembro)**

  
\_\_\_\_\_  
**Ing. Indalecio QUISPE RODRÍGUEZ**  
**(Miembro)**

  
\_\_\_\_\_  
**Ing. Floro N. YANGALI GUERRA**  
**(Secretario Docente)**

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 25 de julio del 2014, en la Sustentación de Tesis Profesional, presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. **Edwin QUISPE CHIHUAN**, con el Trabajo Titulado “PLANEAMIENTO DE METAS FÍSICAS 2013, DE LA UNIDAD OPERATIVA PALLANCATA – HOCHSCHILD MINING”, fue calificado con la nota de DIECISIETE (17) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



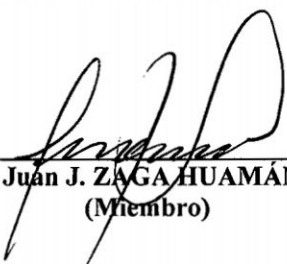
---

MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO  
(Presidente)



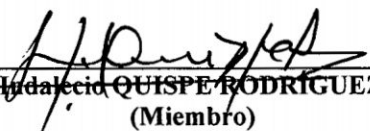
---

Mg. Ing. Andrés PORTUGAL PAZ  
(Miembro)



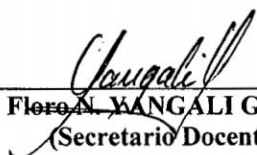
---

Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN  
(Miembro)



---

Ing. Ildalecio QUISPE RODRIGUEZ  
(Miembro)



---

Ing. Flore N. WANGALI GUERRA  
(Secretario Docente)



## DEDICATORIA

A mi madre querida Isabel por brindarme siempre su amor y cuidado, por estar siempre pendiente de mi formación personal, profesional y salud. A mi querido padre Eusebio que desde el cielo siempre me acompaña y guía mi camino.

Al amor de mi vida María Inés, que siempre está conmigo y que es la causa del mejor de mis efectos en esta vida, gracias por hacerme cada vez mejor persona.

A mi familia en general, que en forma incondicional siempre ha estado pendiente de mi formación y bienestar en todo aspecto.



## AGRADECIMIENTO

A los docentes de la escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, por los importantes conocimientos que han impartido, durante mi formación profesional en las aulas universitarias. A los compañeros de la universidad el cual hemos podido compartir experiencias académicas, sociales y de compromiso con nuestra Alma Máter por una escuela líder en la minería mundial.

A la empresa minera Hochschild Mining, a través de su Gerencia de Planeamiento Corporativo Ing. Carlos García Salazar, al Gerente de Control de Planeamiento Ing. Jorge León Florian, al Gerente de Operaciones de la Unidad Pallancata Ing. Carlos Trillo Medrano, a las Superintendencias de las demás áreas operativas de la Unidad Operativa Pallancata, así mismo a la Jefatura de Planeamiento Pallancata Ing. Augusto Ponte Córdova. Jefatura de Ingeniería Pallancata Ing. Julio Luna Caballero; ingenieros de las diversas áreas de trabajo y compañeros del Área de Planeamiento e Ingeniería Pallancata y trabajadores en general de la Unidad Operativa Pallancata; por la oportunidad y apoyo que me brindaron para la culminación del presente trabajo, estoy seguro que esto marca el inicio de una vida profesional lleno de retos y exigencias que el mundo competitivo de hoy demanda.



## INTRODUCCIÓN

El Perú es un país rico en recursos minerales, así lo demuestra la historia minera, a través de una actividad minera más sólida y conforma una industria minera nacional, muy competitiva a nivel internacional y que en el último milenio ha logrado capear el temporal de los precios bajos de los metales, apoyado por recursos humanos, productos y servicios conexos altamente calificados y especializados. La empresa minera peruana Hochschild Mining es una de las empresas que apuesta por ser líder en la producción de metales preciosos, es así que sus operaciones se ubican en yacimientos peruanos más antiguos y ricos en minerales preciosos, descentralizadas en las diversas regiones del país, a través de la exploración, operaciones actuales y proyectos a futuro que ponen en evidencia el crecimiento de la empresa y por ende el crecimiento económico de nuestro país. En estos últimos años el Perú manifestó crecimiento económico por encima del 6% y prevé una proyección de crecimiento mayor en los años 2013 y 2014, en este último se proyecta superar crecimiento económico por encima de los países de América latina; principalmente por tener cartera de proyectos importantes en la explotación de metales básicos y metales preciosos, en gran magnitud. En función a la capacidad y experiencia exportadora del país, gracias a una sólida relación



que ha logrado establecer con los mercados internacionales, la minería continúa liderando el sector exportador, puesto que representa cerca de la mitad de las exportaciones totales. De acuerdo con las cifras del Instituto Nacional de Estadística, la actividad minero – energética provee el mayor impulso al crecimiento del PBI nacional. A pesar del crecimiento sostenido alcanzado por el sector minero en los últimos años, aún quedan muchos recursos minerales por explotar y zonas en las diversas regiones del país por explorar, lo cual convierte a la minería en una actividad con gran potencial de desarrollo y crecimiento económico en el Perú.

Cabe señalar que la importancia del crecimiento económico también se ve reflejada en la aplicación de altos estándares de calidad para el manejo del Medio Ambiente, considerando la conciencia de la importancia en el tema, es así que la empresa Hochschild Mining acorde a las exigencias de la normativa ambiental, sostiene su compromiso con el Medio Ambiente y las Comunidades aledañas a sus operaciones, creando conciencia ambiental y social, manteniendo estándares de seguridad, salud ocupacional y relaciones comunitarias.

El objetivo del presente proyecto de tesis, es garantizar la producción sostenida en el año 2013 y por ende proyectar la producción hasta el agotamiento de reservas declaradas, mediante las técnicas de estudio y aplicaciones diversas relacionadas a altos estándares de operación minera en seguridad, planificación, medio ambiente y relaciones comunitarias, teniendo en cuenta el cumplimiento bajo estas premisas de operación que la empresa minera establece como objetivo a nivel corporativo.



## RESUMEN

El presente trabajo fue realizado en la Unidad Operativa Pallancata, perteneciente la Empresa Hochschild Mining, a través de su razón social Minera Suyamarca SAC, está basado en la planificación de la operaciones mineras para la producción anual y proyección de minado a largo plazo, con el objetivo de garantizar una producción sostenida en el tiempo con los recursos necesarios y los tiempos establecidos, así mismo variables de control mediante KPIs, que reflejan estudios de productividad para obtener márgenes de productividad positivos y alcanzar los objetivos establecidos por la empresa minera.

El trabajo se divide en capítulos, en el capítulo I “Generalidades”, se ha considerado los siguientes aspectos: Ubicación y Accesibilidad, Clima y Vegetación, Historia, Geomorfología, Recursos de la Zona, Objeto del Estudio y Metodología del Trabajo.

En el capítulo II “Geología del Yacimiento”, está constituido por: Geología Regional, Geología Estructural, Geología Local, Geología Económica está conformado por la génesis del yacimiento, zoneamiento y paragénesis, mineralogía y controles de mineralización, y Reservas de Minerales.

En el capítulo III “Operaciones Mina”, está referido al conjunto de operaciones mineras tales como: Explotación por Zonas, y la estructura de las zonas de operaciones mineras, considerando las etapas de preparación y métodos de



explotación aplicados y Servicios Mina (sistema de ventilación y sistema de bombeo).

En el capítulo IV “Planeamiento de Metas Físicas” es el tema central del trabajo donde se detallan las actividades desarrolladas en: Planeamiento de las Operaciones Mineras contemplando programas de Producción, Avances, Relleno Mina, Programa de Exploraciones y Evaluación de bloques para la Incorporación de Reservas; así mismo la Evaluación del Balance Metalúrgico considerando parámetros de operación de la Planta Concentradora; También incluye la proyección de minado a largo plazo LOM.

Finalmente, en el capítulo V “Sistema Integrado de Gestión DNV-Hochschild Mining” enfoca la gestión integrada en Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias.



## INDICE

### Contenido

DEDICATORIA .....	1
AGRADECIMIENTO .....	2
INTRODUCCIÓN .....	3
RESUMEN .....	5
INDICE .....	7
<b>CAPITULO I .....</b>	<b>13</b>
GENERALIDADES .....	13
1.1.    UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD .....	13
1.2.    CLIMA Y VEGETACION .....	16
1.3.    HISTORIA DE LA MINA .....	16
1.4.    GEOMORFOLOGÍA .....	19
1.5.    RECURSOS DE LA ZONA .....	20
1.6.    PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA .....	21
1.7.    PLANTEAMIENTO DE HIPOTESIS .....	21
1.8.    OBJETIVO DEL ESTUDIO .....	22
1.9.    METODOLOGÍA DE TRABAJO .....	22
1.10.   JUSTIFICACION .....	23
<b>CAPITULO II .....</b>	<b>25</b>
GEOLOGIA DEL YACIMIENTO .....	25
2.1.    GEOLOGIA REGIONAL .....	25
2.2.    GEOLOGIA ESTRUCTURAL .....	29
2.3.    GEOLOGIA LOCAL .....	32



2.4.	GEOLOGIA ECONÓMICA.....	37
2.5.	TIPO DE YACIMIENTO .....	38
2.6.	RESERVAS MINERALES .....	39
2.6.1	RESUMEN RESERVAS.....	39
2.6.2	ESTADÍSTICAS .....	39
2.7.	VALORIZACION DE RESERVAS MINERALES.....	41
2.7.1	CONSIDERACIONES GENERALES .....	42
2.7.1.1	TOTAL RECURSOS DELIMITADOS .....	42
2.7.1.2	PUNTES, PILARES .....	42
2.7.1.3	PÉRDIDA (OPERACIÓN) .....	42
2.7.1.4	RECURSOS NO ECONÓMICOS.....	42
2.7.1.5	RESERVAS ECONÓMICAS .....	42
2.7.1.6	RESERVAS MARGINALES .....	43
2.7.1.7	DILUCIÓN PLANEADA.....	43
2.7.1.8	INACCESIBLES .....	43
2.7.1.9	DELIMITACIÓN Y NOMENCLATURA DE POLÍGONOS .....	43
2.7.1.10	CÓDIGO DE COLORES (PLANOS) .....	44
2.7.2	CONSIDERACIONES ECONÓMICAS.....	45
2.7.2.1	COTIZACIONES .....	45
2.7.2.2	VALOR DE PUNTO.....	45
2.7.2.3	CUT OFF.....	45
2.7.3	CONSIDERACIONES TÉCNICAS - OPERATIVAS .....	46
2.7.3.1	DILUCIÓN .....	46
2.7.4	INVENTARIO DE RESERVAS MINERALES .....	47
CAPITULO III .....		49
OPERACIONES MINA.....		49
3.1	OPERACIÓN PALLANCATA .....	49



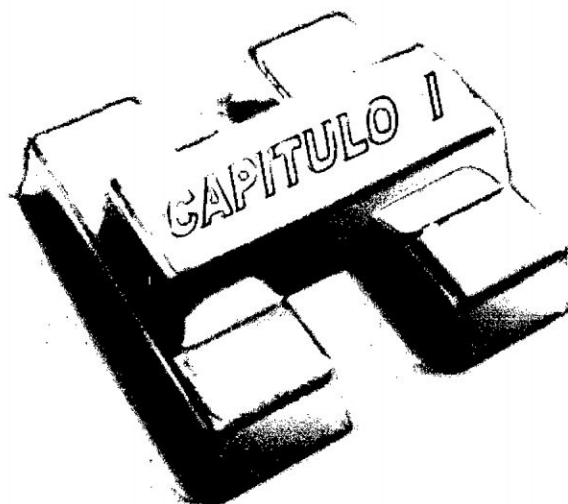
3.2 ZONAS DE OPERACIÓN .....	51
3.2.1 ZONA OESTE .....	51
3.2.1.1 ESTRUCTURA DE LA MINA OESTE .....	52
3.2.1.2 CICLO DE MINADO BF .....	53
3.2.2 ZONA CENTRAL.....	54
3.2.2.1 ESTRUCTURA DE LA MINA CENTRAL.....	55
3.2.2.2 CICLO DE MINADO SARC .....	57
3.2.3 ZONA RANICHICO .....	59
3.2.3.1 ESTRUCTURA DE LA MINA RANICHICO .....	59
3.2.3.2 CICLO DE MINADO CRM.....	61
3.2.4 ZONA ESTE.....	62
3.2.4.1 ESTRUCTURA DE LA MINA ESTE .....	63
3.2.4.2 CICLO DE MINADO BF .....	64
3.3 OPERACIONES UNITARIAS (CICLO DE MINADO LONG HOLE).....	65
3.3.1 PERFORACION .....	65
3.3.2 VOLADURA .....	69
3.3.3 SOSTENIMIENTO.....	72
3.3.4 LIMPIEZA.....	77
3.3.5 RELLENO .....	80
3.4 PLANTA DE SHOTCRETE .....	82
3.5 PLANTA DE RELLENO EN PASTA.....	85
3.6 SERVICIOS MINA.....	88
3.6.1 VENTILACION .....	88
3.6.2 BOMBEO .....	90
CAPITULO IV .....	93
PLANEAMIENTO DE METAS FISICAS.....	93
4.1 PREMISAS GENERALES DE PLANIFICACION .....	93



4.1.1 PANORAMA EMPRESARIAL .....	95
4.1.2 OBJETIVOS EMPRESARIALES .....	97
4.1.3 PREMISAS OPERATIVAS .....	98
4.2 EVALUACIÓN DE RESERVAS .....	99
4.2.1 ESTADÍSTICAS DE RESERVAS ANUALES .....	100
4.3 CÁLCULO DE BLOQUES MINABLES .....	103
4.4 CÁLCULO DE CICLO DE MINADO – PRODUCTIVIDAD .....	105
4.5 PLANEAMIENTO DE PRODUCCIÓN Y AVANCES .....	108
4.5 BALANCE METALÚRGICO .....	114
4.5.1 CONSIDERACIÓN GEOMETALÚRGICA .....	115
4.5.2 BALANCE METALÚRGICO ANUAL .....	117
4.7 PLANEAMIENTO DE INCORPORACIÓN DE RESERVAS .....	120
4.8 PROGRAMA DE EXPLORACIONES .....	121
4.9 PLANEAMIENTO A LARGO PLAZO (LIFE OF MINE) .....	123
4.9.1 RESERVAS DISPONIBLES .....	124
4.9.2 NIVEL DE PRODUCCIÓN .....	124
4.9.3 VIDA DE MINA .....	124
4.9.4 CRITERIOS DE ELABORACIÓN DE LOM .....	126
CAPITULO V .....	129
SISTEMA INTEGRADO DE GESTIÓN HOCHSCHILD MINING - DNV ....	129
5.1 INTRODUCCIÓN .....	129



5.2 OBJETIVO DEL SISTEMA.....	130
5.3 ELEMENTOS DEL SISTEMA INTEGRADO DE GESTIÓN DNV .....	131
5.4 VALORES Y CÓDIGO DE CONDUCTA.....	132
5.5 BENEFICIOS DEL SISTEMA.....	133
5.6 POLÍTICA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL.....	134
5.7 MEDIO AMBIENTE Y GESTION AMBIENTAL .....	135
5.8 RELACIONES COMUNITARIAS.....	137
RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	138
CONCLUSIONES.....	143
RECOMENDACIONES .....	144
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.....	145





# CAPITULO I

## GENERALIDADES

### 1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

La Unidad Operativa Pallancata, se ubica en el Distrito de Coronel Castañeda, Provincia de Parinacochas, Departamento de Ayacucho; aproximadamente 520 Km. al Sudeste de Lima y 180 Km. al SW del Cusco. La Operación Minera más cercana, dista 15 Km. Al NE y es la Mina Selene, de la Compañía Minera Ares.

Coordenadas:

GEOGRAFICA		UTM		ALTITUD (m.s.n.m.)
Long. Oeste	Lat. Sur	Este	Norte	
73° 10' 47"	14° 44' 28"	695,958	8'369,502	4000 a 4700

Las vías de comunicación de la Unidad Operativa Pallancata son:

RUTA	TIPO DE VIA	DISTANCIA	TIEMPO
Lima-Nazca	Asfaltada	460 km	6 hrs
Nazca-Puquio-Izahuaca	Asfaltada	310 km	6 hrs
Izahuaca-Pallancata	Afirmada	45 km	1 hr
<b>Total</b>		<b>815 km</b>	<b>13 hrs</b>

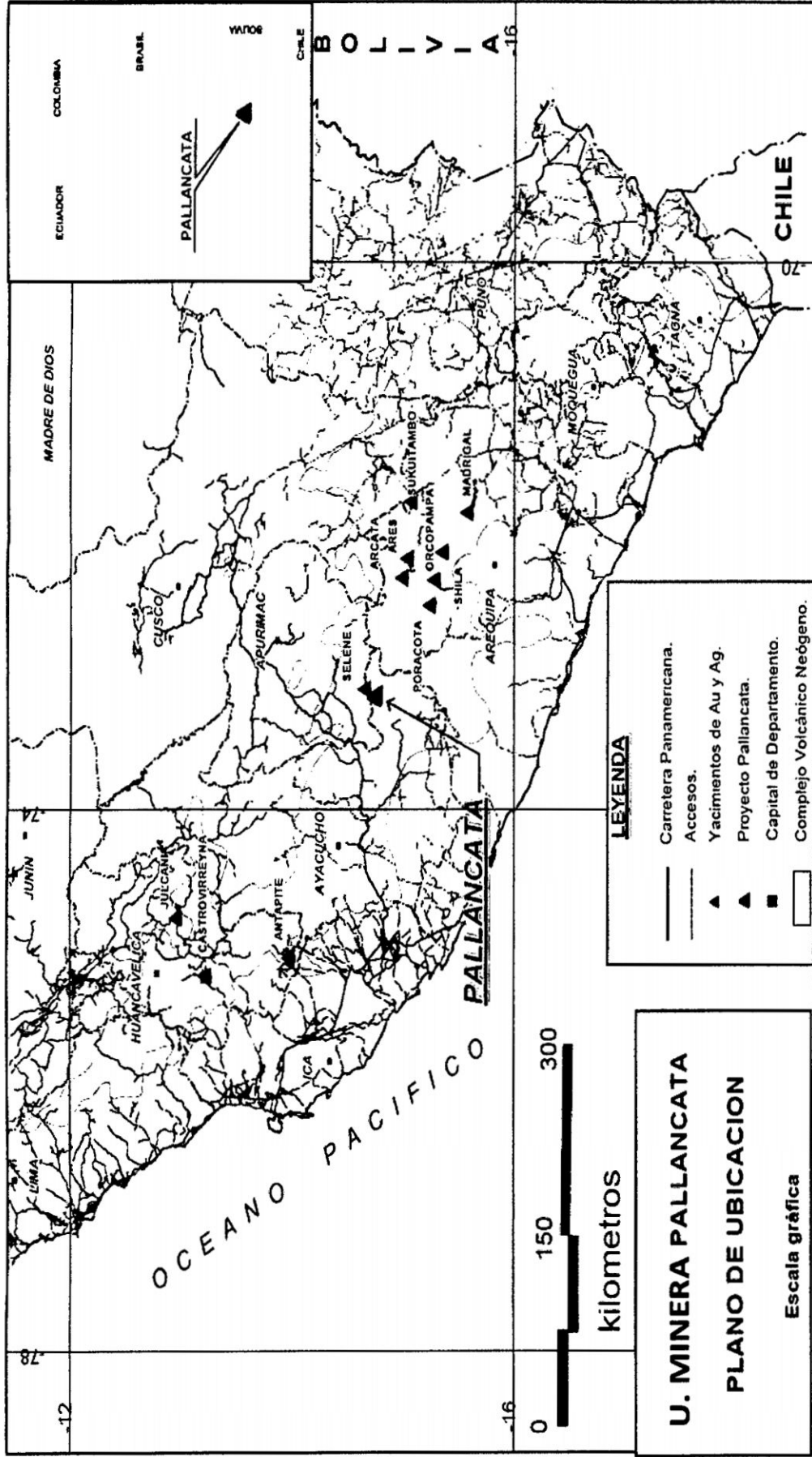


FIGURA N°1: PLANO DE UBICACIÓN UNIDAD MINERA PALLANCATA.



FIGURA N°2: VISTA SATELITAL UNIDAD OPERATIVA PALLANCATA (FUENTE GOOGLE EARTH).



## 1.2. CLIMA Y VEGETACION

El clima en Pallancata consiste de una estación seca y otra húmeda. Los meses más húmedos son de diciembre a marzo. Las temperaturas van de menos 5°C a 20°C típico de la región del altiplano, con una temperatura media anual de 8°C (46°F). La temperatura máxima es 18,8°C (66°F) en noviembre y el promedio mínimo es de menos 7.5°C (18.5°F) en julio. La precipitación es de unos 610 mm (24 pulgadas) anuales de los cuales el 80% cae en los meses de invierno, de noviembre a marzo. La media máxima de las precipitaciones se produce en enero (133.3 mm, 5.25 pulgadas) y mínima, en julio (2.4mm, 0.1 pulgadas).

Situado en la Cordillera Occidental del Sur de Perú, las elevaciones en la zona van desde aproximadamente 4000 a 4700 m. La topografía es accidentada. La altitud, la exposición de rocas, pendientes pronunciadas y la falta sustancial de la cubierta del suelo da como resultado una falta de vegetación importante.

## 1.3. HISTORIA DE LA MINA

Trabajos históricos de la época colonial se han encontrado a lo largo de las Vetas Pallancata y Mariana como labores a media barreta y pequeñas canchas de mineral. Entre los años 1970 y 1980 el titular Sr. Javier Triveño ha trabajado la Veta Pallancata en pequeña escala esporádicamente.

Las concesiones Pallancata N°1 y Virgen del Carmen N°1 fueron originalmente propiedad del Sr. Javier Triveño Pinto. En el 2002 IMC mediante su subsidiaria Minera Oro Vega S.A.C. firmó un acuerdo con opción de compra con esta persona. La propiedad Pacapausa era controlada por la



filial peruana de Southwestern Resources la cual firmo un acuerdo con opción de compra con Oro Vega el 20 de junio de 2005.

Entre Julio de 2002 y Diciembre del 2005. IMC titular de la propiedad a través de su filial en Perú, Minera Oro Vega S.A.C. ("Oro Vega") ha realizado trabajos de exploración que han incluido cartografía geológica de superficie y subterránea, muestreo sistemático y dos fases de perforación en el 2003 y 2005.

El 13 de Diciembre del 2005, Internacional Mineral Corp. (IMC) y Compañía Minera Ares SAC (Ares); firman una carta de intención para formar un Joint Venture para el Proyecto Pallancata; propiedad de IMC anteriormente. Ares, fue elegida entre otras 4 compañías concursantes previamente seleccionadas por IMC.

Anterior a la firma del contrato de Joint Venture, Ares disponía de 60 días de tiempo a partir de la fecha de emisión de los permisos Medio Ambientales otorgados por el MEM, para iniciar un Due Dilligence, consistente en la ejecución de 2,500 m. de perforación diamantina y el relagueo y remuestreo a cuarto de cores, de los principales sondajes ejecutados por IMC, principalmente en el sector denominado Brecha Oeste (Pallancata Oeste), ya que el mayor volumen y potencial de Recursos conocidos a la fecha se ubican en este sector.

El 18 de Enero del 2006 y previo al permiso de perforación que debería otorgar el MEM; Ares inicia el relagueo y remuestreo a cuarto de cores, de 5,255.53 m. distribuidos en 18 sondajes diamantinos, perforados anteriormente por IMC en el sector Brecha Oeste. Los datos del relagueo



geológico - geotécnico y el remuestreo geoquímico, han sido ingresados al GEMM, previo control de QAQC, para el posterior Modelamiento de los recursos. Es importante informar, que Ares muestreó los mismos intervalos de muestreo de IMC, con fines de comparación.

Las muestras provenientes del remuestreo de los testigos de perforación, fueron enviadas a 2 Laboratorios externos, SGS y ALS Chemex, con los respectivos controles de blancos, estándares y duplicados. El procedimiento de QAQC realizado muestra una buena correlación entre los valores reportados por IMC y los obtenidos por Ares durante la etapa del remuestreo: 96% para el oro y 93% para la plata.

A partir del mes de Septiembre y hasta el 17 de Diciembre del 2006, se ejecutó la segunda etapa de perforación diamantina. El programa de Infill Drilling, realizado con 04 máquinas diamantinas sobre la Veta Pallancata, estuvo a cargo de MHC, quien proyectó y supervisó la ejecución de 43 sondajes diamantinos; en los sectores noroeste y central de la Veta Pallancata. El metraje total perforado durante esta etapa, ascendió a 10,401.95 m. de perforación diamantina, a un costo total de US\$ 1'169,497.66.

En Junio del 2007 se iniciaron las operaciones mineras en la zona denominada Pallancata Oeste llegando a extraer en el año 106,377 TMS con 1.43 g Au/t y 307.28 g Ag/t.

La producción de mineral para el año 2013 es de 1'068,405 t del minado subterráneo. La producción se distribuirá entre las minas Pallancata Oeste, Pallancata Central, Pallancata Este y Ranichico.

## 1.4. GEOMORFOLOGÍA

Abarca un espacio geográfico predominantemente montañoso, de relieve irregular con pendientes de 15 a 50% y alturas variables que incluye con áreas de una topografía suave (pendientes de 4 a 15%), conformados por superficies más o menos amplias, planas a ligeramente onduladas; en algunos sectores con agua superficial, provenientes de las partes altas, se presenta el plano de los relieves de la zona del proyecto con sus respectivas pendientes. En base al boletín de la carta geológica (INGEMMET, 1991) se diferencia las siguientes unidades geomorfológicas, (Ver Cuadro N°1).

Unidades Geomorfológicas	Descripción	Litología	Altitud (metros)
Altas Cumbres	En partes más altas de Pallancata, fuertes pendientes. Zonas muy abruptas e inaccesibles, con abundantes escarpas, crestas pronunciadas y picos elevados, los valles pequeños tienen paredes empinadas. El grado de erosión es fuerte, el que se ve por la diferencia de cotas, además tiene un amplio desarrollo de escombros de talud profundos surcos ocasionados por las corrientes de agua.	Presenta tobos brechoides, lavas y piroclastos redepositados que constituyen las formaciones Alpabamba y Aniso.	3,800 a 5,000
Colinas	Presenta pendiente de moderada a fuerte, geomorfológicamente se caracteriza por colinas. áreas se observa escarpas no muy pronunciadas, se observan cotas altas pero no presentan picos conspicuos ni crestas escarpadas El grado de erosión es moderado a fuerte y la naturaleza litológica permite el desarrollo de colinas.	Presenta tobos, piroclásticos redepositados y lavas, que constituyen la formación Aniso y Saycata.	4,000 a 4,600
Lomadas	Se presenta cerca de la zona de la divisoria de aguas. La pendiente se caracteriza por ser suave a moderada. Se caracteriza por terrenos suaves, generalmente de forma alargada a redondeada, su origen se deduce que es por la acción glacial. El grado de erosión es moderado, siendo el agente principal de erosión la lluvia y el viento.	Predominan tobos brechoides, tobos, piroclásticos redepositados que representan a las formaciones Alpabamba, Aniso, Saycata y Sencca.	4,000 a 4,600
Morrenas	La geoforma es irregular, la pendiente es muy suave. Se distinguen de las lomadas por ser estas de degradación mientras las morrenas son de agradación, además se distinguen de las primeras por la cresta morrénica. El grado de erosión es suave, ya que se ubica bajo una sola cota, lo que no le da pendiente de erosión, siendo la erosión pluvial su agente feudatario.	Consta de una mezcla heterogénea de gravas y limo.	4,000 a 4,600
Valles Fluvial	Se encuentra cortando a las demás unidades, siendo su distribución variada presentándose para valles fluviales, en las paredes de los valles son empinadas con su forma en "V". No forma terrazas en el fondo del valle, denota un trazo rectilíneo lo que denota control estructural del sistema de fracturas o fallas.	Se ubica sobre todos los tipos de roca del área que corta las diferentes unidades estratigráficas.	2,600 a 4,000

CUADRO N°1: UNIDADES GEOMORFOLÓGICAS

Fuente: Boletín N° 41 INGEMMET, Geología del Cuadrángulo de Pacapausa.



## 1.5. RECURSOS DE LA ZONA

El área de estudio de la zona de Pallancata se ubica en la zona de vida de La Tundra Pluvial - Andino Subtropical, que se distribuye entre los 4 300 a 5 000 m.s.n.m. (ONERN, 1976). El relieve de esta región es mayormente ondulado sobre el césped, accidentado en algunas quebradas y escarpado sobre las cimas de los cerros de pendiente pronunciada.

Las especies que componen la zona de vida, se han adaptado para resistir condiciones ambientales de frío intenso y vientos, desarrollando generalmente hábitos desde herbáceos arrosetados al ras del suelo, agrupaciones de hierbas acojinadas o almohadilladas y manojos de pastos cortos a medianos; en pocas zonas sin embargo, las laderas rocosas proporcionan las condiciones necesarias para el crecimiento de especies arbustivas o herbáceas que necesitan de mayor humedad y menor temperatura que en terrenos abiertos.

Las condiciones climáticas, eliminan toda posibilidad de cultivos agrícolas (no hay actividad agrícola en la zona), es así que solo se encuentran en el área, diversidad biológica y vegetación que es resistente a estas condiciones climáticas, tales como ichu y algunas gramíneas. En cuanto a la fauna, en el área del proyecto se encuentran esporádicas especies tales como el puma, zorro, vizcacha, taruca, venado, llamas; también se encuentra en el área la presencia de aves tales como el quivio o gran colina, pucopuco, colecole y perdiz. No existe presencia de especies en extinción o amenazadas que se encuentren en el listado oficial a cargo del Instituto Nacional de Recursos Naturales (INRENA).



## 1.6. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Unidad Minera Pallancata tiene varias zonas mineralizadas y actualmente explota zonas como Pallancata Central, Pallancata Oeste, Ranichico y Pallancata Este.

Las nuevas vetas (nuevas zonas de recursos minerales) son: Rina, Luisa, Pallancata Este (orientadas más al SurEste). Y recursos potenciales son las vetas: Yurika, Teresa, Farallón y Yanacochita.

Para dar la continuidad operativa de la mina, las nuevas zonas mineralizadas tienen que ser incorporadas a nivel de reservas y luego ser planificadas con bastante antelación; ante ello surge la interrogante ¿Cuál de las zonas mineralizadas requiere su incorporación al balance de reservas y diseñar su explotación para que reemplace a las actuales zonas que se encuentran en producción? En el presente trabajo se analizará, técnica y económicamente, la planificación minera para dar sostenibilidad en el tiempo a la explotación de las reservas minerales, para lograr los objetivos planteados y una mayor productividad dentro de la política empresarial de la Empresa Minera Hochschild Mining.

## 1.7. PLANTEAMIENTO DE HIPOTESIS

Si se concibe con antelación el proyecto de planificación minera de las nuevas zonas de explotación, se garantizará la continuidad operativa de la explotación minera y el cumplimiento de las metas físicas programadas para el año 2013, así mismo el objetivo corporativo de 9'164.000 onzas finas de Plata Equivalente y la proyección de producción hasta el agotamiento de las reservas (LOM – Life Of Mine).



## 1.8. OBJETIVO DEL ESTUDIO

### OBJETIVOS GENERALES

- Garantizar la continuidad operativa y cumplimiento de metas físicas en la Unidad Operativa Pallancata y sirva al suscrito Optar el Título de Ingeniero de Minas.

### OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Producción de Onzas Finas de Plata acorde al objetivo planteado por la organización. (5,043,503 oz Ag Equivalente, Atribuible).
- Incorporar Reservas Minerales en el mismo orden que la Producción Anual planteada. (1,088.000 toneladas de Reservas probables y Probadas)
- Así mismo Proyectar la Producción Sostenible de la Unidad Minera (cuartiles de Producción Q4 y Q3 no mayor al 60%.
- Producción de Mineral de acuerdo a las exigencias del Sistema de Seguridad DNV.

## 1.9. METODOLOGÍA DE TRABAJO

El método de investigación a realizar es descriptivo, analítica y evaluativo para el proyecto de planificación minera de explotación anual.

Trabajo de campo: consiste en recoger la información geológica y de operaciones mina, registro de datos de las operaciones unitarias y de las áreas de trabajo asociadas a la explotación minera.

Trabajo de gabinete: Revisión bibliográfica, diseño de explotación, procesamiento y evaluación de datos, elaboración del trabajo de tesis.



## 1.10. JUSTIFICACION

En una mina en operación el cumplimiento de las metas diarias y garantizar la continuidad operativa de todas zonas en producción, es el trabajo cotidiano de todos los supervisores y directivos de la mina, que es de vital importancia para evitar el desfase de la explotación de minerales; por esta razón el proyecto de planeamiento anual está concebido con antelación para disponer en el tiempo toda la logística y los recursos necesarios; y el suscrito es participe en este trabajo en mi cargo laboral de Ingeniero de Planeamiento (Largo Plazo) en el Departamento de Planeamiento e Ingeniería de la Unidad Operativa Pallancata.





## CAPITULO II

### GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

#### 2.1. GEOLOGIA REGIONAL

Es un sistema epitermal de baja sulfuración caracterizado por vetas de cuarzo con contenidos de plata y oro. La geología regional del área comprende el volcánico terciario del Mioceno Medio y secuencias sedimentarias desde el Jurásico hasta el Cuaternario. Las rocas volcánicas del Terciario medio que pertenecen a las formaciones de Anizo y Saycata están dominando la geología local en esta área de Pallancata. El área fue mapeada en noviembre del 2004 por el Dr. Warren Pratt y Julia Crummy a escala 1:5000. A esta escala fue necesario subdividir las formaciones Aniso y Saycata en:

- Pre-Hatun
- Hatun
- Post-Hatun
- Intrusivos



### 2.1.1. PRE – HATUN:

Dominada por volcanoclásticos redepositados, intercalados con flujos de lavas y sills de alto nivel, de andesitas afaníticas y porfiríticas.



FOTO N°1: ANDESITAS AFANÍTICAS Y PORFIRÍTICAS

### 2.1.2. TOBA - HATUN

Muy caracterizada por afloramientos blanquecinos masivos, rica en pómez, con abundante cristales de cuarzo y biotitas euhedrales, a veces alteradas a clorita o en zonas cercanas a las vetas a muscovita.

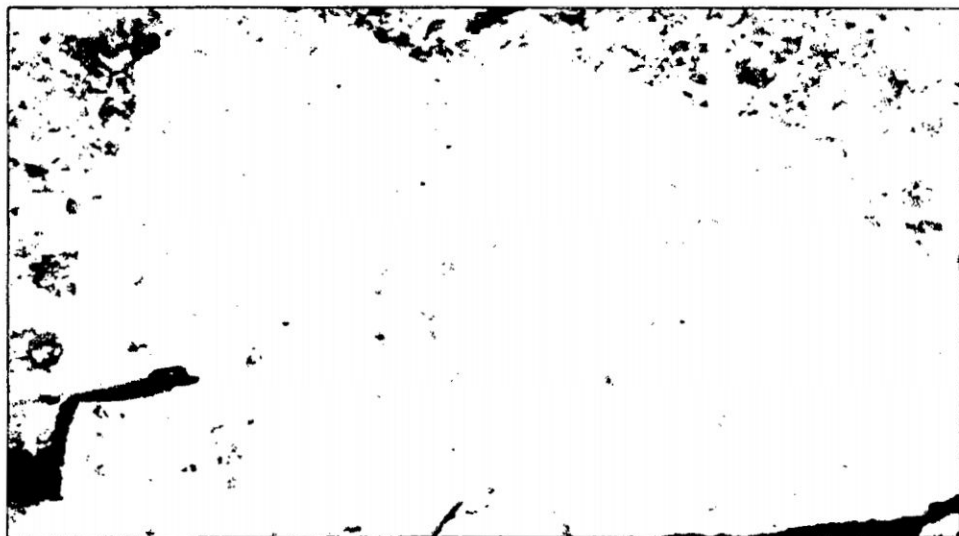


FOTO N°2: AFLORAMIENTOS BLANQUECINOS



Es el resultado de una gran erupción ignimbrítica. Yace discordantemente a la secuencia Pre-Hatun y rellena paleo-superficies de valles y montañas.

### 2.1.3. POST - HATUN

Flujos de lavas andesíticas y sills de alto nivel, representan a la formación Saycata, afaníticas a débilmente porfiríticas frecuentemente con una foliación de flujo fuerte.



FOTO N°3: FLUJOS DE LAVAS ANDESITICAS Y SILLS DE ALTO NIVEL

### 2.1.4. INTRUSIVOS

Hay 3 intrusiones post-mineral: San Javier, Cerro Suyamarca y Sarnahuri. Estos intrusivos son stocks de riolita, con contactos verticales, los cuales se emplazaron en superficie para formar domos.

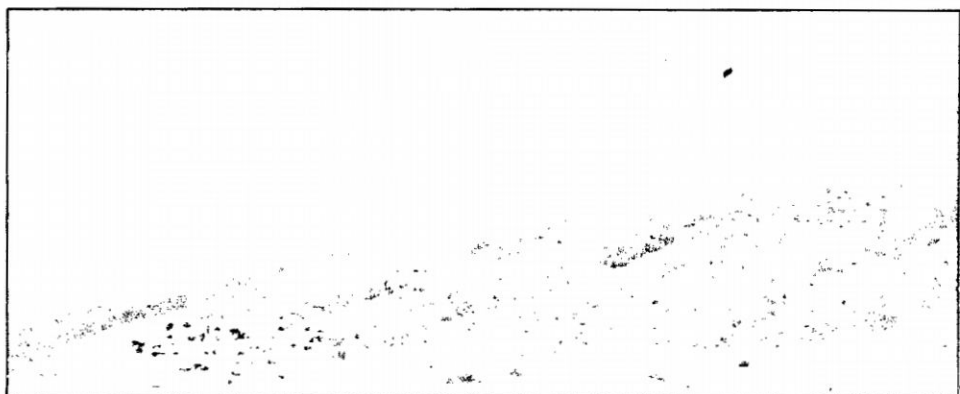


FOTO N°4: FORMA DE DOMOS



En profundidad, debajo de la estructura de Pallancata, hay un gran cuerpo de andesita porfírica caracterizada por feldespatos euhedrales, anfíboles y biotitas. La naturaleza de este cuerpo no es entendida totalmente, pero lo más probable es que sea un lacolito con dedos dispersos.

### 2.1.5. ALTERACION

La estructura principal se encuentra identificada por un halo de fuerte silicificación

La alteración argílica avanzada ocurre en un gran cuerpo al oeste de la Zona de San Javier (Cerro Ranichico).

Esta alteración mide aproximadamente 2 kilómetros cuadrados con un espesor entre 50 y 75 metros, forma peñas grandes, cavernas teñidas con jarosita, alunita y limonita.



FOTO N°5: ALTERACION ARGÍLICA



## 2.2. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Los volcánicos pertenecientes al Terciario medio fueron depositados en un ambiente tectónico muy activo.

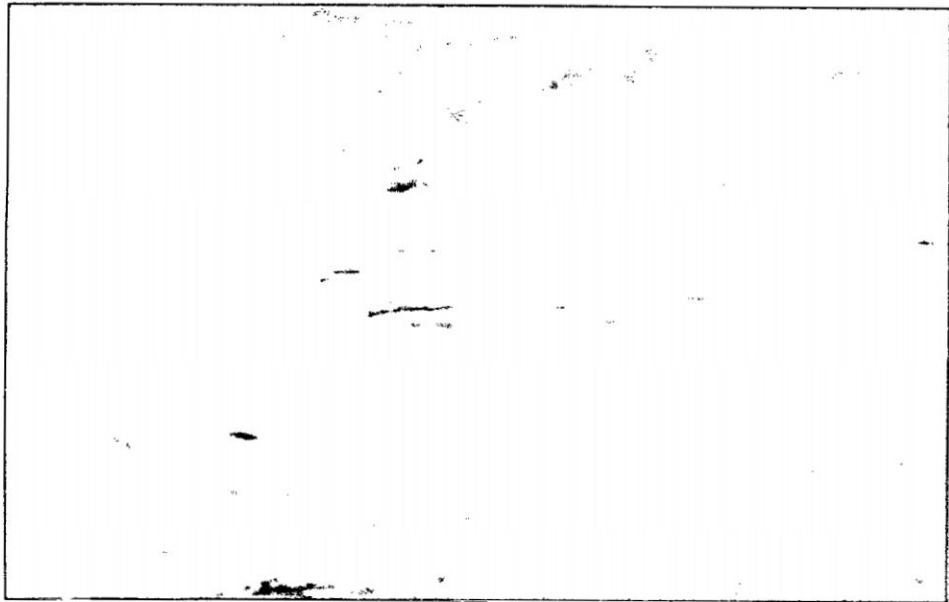


FOTO. Nº 06 VETA PALLANCATA

La Veta Pallancata muestra una fuerte inestabilidad, la estructura estuvo probablemente en una gran zona de colapso, donde las vetas diagonales y vetilleo tipo stockwork formaron parte de las tensionales.

La mina Pallancata se ubica en la zona noreste del cuadrángulo de Pacapausa (30-p), cuyo mapa geológico a escala 1/100 000 (Dávila, 1991) la sitúa en rocas volcánico sedimentarias de la formación Aniso, que se compone de intercalaciones de areniscas tobáceas grises a verdosas, con areniscas conglomerádicas. Sin embargo, en el cuadrángulo de Chulca (30-q) Palacios (1994), describe hacia la zona noroeste de la hoja un amplio afloramiento de la formación Alfabamba, compuesto de rocas piroclásticas riolíticas a dacíticas. Por esta razón no se distingue un contacto claro entre estas dos formaciones.



En la cartografía geológica de superficie realizada, se distinguen distintos rasgos texturales y composicionales que corresponderían, además de las formaciones Aniso y Alpabamba, a otras unidades geológicas. Cabe señalar que la clasificación que se presenta a continuación ha sido elaborada de acuerdo con observaciones de campo y estudios de muestras de mano, debido al corto tiempo disponible para la elaboración de este estudio y además por estar fuera de los objetivos principales, no se tomaron muestras para estudios petrográficos. Las unidades de origen volcánico fueron divididas en tres miembros (inferior, medio y superior; Ver Cuadro N°2) tomando como referencia a una toba ignimbrítica de composición riolítica que constituye un buen marcador estratigráfico.

### **2.2.1 BASAMENTO CRETÁCICO**

A pesar de que no aflora en el área de la mina, se pueden observar comúnmente clastos de pizarras negras y areniscas como componentes de algunas tobas. Se observan bien en afloramientos, aunque se aprecian mejor en testigos de sondeos. Estos fragmentos pueden provenir de rocas del basamento cretácico, ya sea arrancados de cuellos volcánicos o arrastrados durante el transporte (Pratt W. 2005). Estas rocas sedimentarias del basamento cretácico, afloran a 5 km al sur de la veta Pallancata, donde Dávila (1991) describe a la Formación Ferrobamba, conformada por calizas gris-negruscas, masivas y calizas areniscosas gris clara a amarillentas.

### **2.2.2 UNIDAD INFERIOR**

Esta secuencia es difícil de generalizar debido a sus grandes cambios laterales, sin embargo es posible diferenciar a la base una secuencia de rocas volcanoclásticas en estratos gruesos, a veces masivos, de tobas lapillíticas de



grano grueso muy ricas en pómez, de composición dacítica a riodacítica, las mismas que gradan hacia el techo a tobas lapillíticas de grano medio-fino hasta llegar a tobas de cristales, repitiéndose esta secuencia de forma cíclica. Esta litología se alterna con lutitas tobáceas de color rojo a verde, con un claro componente sedimentario indicando su deposición en ambientes lagunares o subacuados.

### 2.2.3 UNIDAD MEDIA

Esta unidad la compone una toba de cenizas de composición dacítica a riolítica, resultado de una gran erupción ignimbrítica debida a una gran caldera o fisura (Pratt, W. 2005). Esta toba forma grandes afloramientos de color blanco y generalmente es masivo y no estratificado, en algunas zonas se puede observar una moderada “foliación” de soldadura reflejada en pómez alineados (*fiamme*). Los fragmentos de pómez y la ceniza son abundantes en esta toba, además es común encontrar cristales rotos de cuarzo bipiramidal y cristales euhedrales de biotita.

### 2.2.4 UNIDAD SUPERIOR

Esta unidad se compone de coladas andesíticas de textura afanítica a débilmente porfírica de 50 a 75 m en espesor. Presentan un fuerte bandeamiento de flujo son de color oscuro, se observan fenos de plagioclasa y hornablenda, además presentan débil magnetismo. Este miembro se correlaciona con los volcánicos Saycata descritos por el INGEMMET (Dávila, 1991).

Las unidades intrusivas principales encontradas en el área son de composición andesítica y riolítica, las cuales además de diferir en composición, parecen también diferir en el tiempo en que se emplazaron.



pirita) en una matriz muy fina, esta misma brecha, se encuentra alterada por una silicificación intensa y a continuación pasa a otra brecha tectónica con fragmentos de esta antigua brecha silicificada, pero además, con fragmentos del encajante (volcánicos) y de la veta mineralizada (cuarzo con sulfuros de plata) en una matriz de harina de falla.

Las evidencias cinemáticas de esta falla indican que es de tipo sinistral, una de ellas es la morfología de la veta pallancata con una apariencia “en rosario” con zonas de gran potencia que alcanzan hasta 30 m de espesor (dilacionales) y otras donde se adelgaza (estrechamientos) hasta tener solo un metro de espesor.

En profundidad se han reconocido fracturas extensionales oblicuas a la veta formando vetas simoidales secundarias, cuya orientación confirma esta interpretación. Otro rasgo importante para afirmar que el movimiento en esta zona es de tipo sinistral, son las venillas menores sin-tectónicas que tienen una morfología en “cola de caballo”, indicando también un movimiento sinistral.

Debido al tiempo limitado para este estudio, no fue posible realizar una correlación de la falla Pallancata con otros rasgos estructurales regionales, sin embargo los grandes cambios deposicionales en la vecindad de la veta Pallancata (lentes de lava que se acuñan hacia la zona de la veta, rodeados por tobas formando slumps) han conducido a interpretada como un graben complejo que controló la deposición de estas unidades volcánicas. Otra interpretación que se le asigna es la de un posible margen de caldera (Pratt, W., 2005), estas serían algunas aproximaciones pero en realidad se necesita hacer un trabajo más profundo sobre este tema.



### 2.3.1 PARAGENESIS DEL YACIMIENTO

La inversión del sulfuro de plata ( $\text{Ag}_2\text{S}$ ), fue usada ampliamente por algunos autores como geotermómetro (Roy, Majumdar y Hulbe, 1959). En los sistemas experimentales, los minerales formados en un sistema binario Ag-S comprenden a Acanthita, como el polimorfo monoclinico de baja temperatura que de acuerdo con Kracek (1946) y Frueh (1957), que al calentarla se invierte entre  $177.8^\circ\text{C}$  (para mezclas ricas en plata) y  $176^\circ\text{C}$  (para mezclas ricas en azufre) al polimorfo cúbico de cuerpo centrado (Argentita).

La Argentita muestra una inversión de alta temperatura a una forma cúbica de cara centrada, observándose una considerable desviación de la fórmula original a diferencia de Acanthita que es esencialmente estequiométrica (Keighn & Honea, 1969). La inversión de low- a high-argentite varía en temperatura desde  $586^\circ\text{C}$  para composiciones ricas en plata, a  $622^\circ\text{C}$  para composiciones ricas en azufre. The inversion of argentite to acanthite is nonquenchable; thus, only acanthite is found in natural minerals or in synthetic products quenched to room temperature. La presencia de argentita original puede estar indicada por una morfología isométrica de los cristales.

La inversión argentita – acanthita se pensó que quedaba evidenciada por la formación de maclas “en hoja de laurel”, desafortunadamente, el maclado en acanthita puede formarse por debajo de la temperatura de inversión de  $176^\circ\text{C}$  (Taylor 1969). Lo que por sí sola no la convierte en un buen geotermómetro, pero sí su asociación con otros minerales como pirargirita y miargirita.

De acuerdo con los estudios realizados por Keighin & Honea (1969) en el sistema Ag-Sb-S entre  $600^\circ\text{C}$  y  $200^\circ\text{C}$  muestran dos diagramas que son de mucha utilidad para este estudio (entre  $300^\circ$  y  $200^\circ$ ), donde se muestran las



fases en equilibrio existentes en la síntesis, la misma que se observa en este sistema natural, las mismas que son Argentita – pirargirita y pirargirita – miargirita, como se muestra a continuación.

De estos diagramas se puede deducir que una paragénesis de argentita-pirargirita y pirargirita-miargirita, con ausencia de allargentum, billingsleita y estibnita podría haberse formado entre los 300 y 200°C en equilibrio, debido a que por debajo de 300°C la asociación Allargentum-pirargirita desaparece, al quedar sustituida su línea de unión por la línea pirargirita-plata, permaneciendo en equilibrio miargirita-pirargirita o pirargiritaargentita.

En las muestras estudiadas es posible ver a Argentita coexistiendo con pirargirita, aunque algunas veces se observa reemplazándola, podría tratarse de las fases iniciales de deposición de argentita.

Con ayuda de la microsonda electrónica se han encontrado inclusiones de miargirita en pirargirita, y sus bordes no indican un desequilibrio entre ambas. Esto indicaría que después de la deposición de esfalerita y galena a temperaturas entre 260° y 240°C el sistema aún se encontraba por encima de 200°C cuando se depositaban proustita-pirargirita, polibasita-pearcetita, calcopirita, electrum, uytenbogaardtita, miargirita y finalmente argentita. Esta hipótesis se ve reafirmada además por la abundante presencia de adularia pseudorómbica diseminada, muy intercrecida con la mena, la que según Dong & Morrison (1995), dado su intercrecimiento con calcedonia (Qz2) se debería haber formado a temperaturas alrededor de los 220°C o menores.

Otra asociación paragenética muy importante descrita en el cuadro de Barnes (1979) es la de Estefanita – pirargirita+argentita. La estefanita es un mineral relativamente común en yacimientos argentíferos. Estudios de Keighin &



Honea (1969) describen que al calentar en vacío o en aire a Estefanita, ésta se descompone a los  $197 \pm 5^\circ\text{C}$  en argentita más pirargirita. La asociación aparentemente incompatible de estefanita + argentita + pirargirita se reporta con frecuencia en yacimientos, siendo interpretada por los autores como una representación de una deposición tardía de estefanita sobre el par formado más tempranamente de argentita + pirargirita. En Pallancata, las muestras donde se encuentra a Estefanita, este desequilibrio es muy notorio donde estafanita reemplaza tanto a argentita como a pirargirita.

La presencia de estefanita puede servir para establecer un límite superior en las temperaturas tomando en cuenta su deposición. Es decir, se puede afirmar que la temperatura del sistema no pudo exceder los  $197 \pm 5^\circ\text{C}$  a partir de la formación de estefanita, lo que la convierte en un importante geotermómetro. Con la deposición de estefanita, se completa casi la totalidad de la mena depositada en Pallancata, teniendo entonces, un rango de temperatura entre  $240^\circ\text{C}$  y  $200^\circ\text{C}$  en el que se produjo la mayor concentración metálica. Después de estefanita aún se siguen depositando otros sulfuros pero no tan abundantes como los anteriores, tal es el caso de Jalpaita ( $\text{Ag}_3\text{CuS}_2$ ), la que se encuentra formando bordes mirmequíticos (de reacción) con argentita. La Jalpaita, de acuerdo con Anthony, J.W. et al. (1990) se forma a temperaturas por debajo de los  $117^\circ\text{C}$ , indicando que el sistema aún se encontraba depositando minerales de mena (Ag) mientras se iba enfriando. Finalmente se tiene a Estromeyerita ( $\text{AgCuS}$ ), la que de por sí no indica ninguna temperatura de formación, únicamente se la ve con inclusiones de electrum y de Mckinstryita ( $(\text{Ag,Cu})_2\text{S}$ ) la que sí resulta importante, debido que Anthony (1990) cita que éste mineral se forma a temperaturas menores a



94.4°C, posiblemente Estromeyerita se haya formado entre los 200°C y 94.4°C por las inclusiones que presenta.

Una vez más quedaría demostrado que el sistema seguía siendo bastante rico en plata, aun cuando sus temperaturas descendían por debajo de lo que suele considerarse el límite epitermal.

## 2.4. GEOLOGIA ECONÓMICA

### 2.4.1 MINERALOGIA

- La mineralización pertenece a un sistema de baja sulfuración con contenidos de Ag y Au, en un sistema complejo de vetas, brechas y zonas silicificadas.
- La mineralización, principalmente de Ag, está relacionada con zonas de veta brecha con texturas de reemplazamiento de carbonatos, lixiviación parcial y bandeamiento.

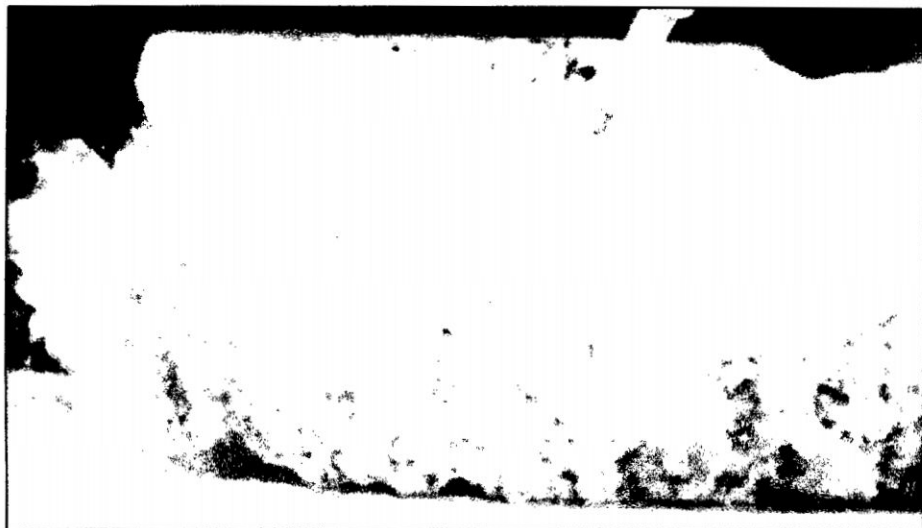


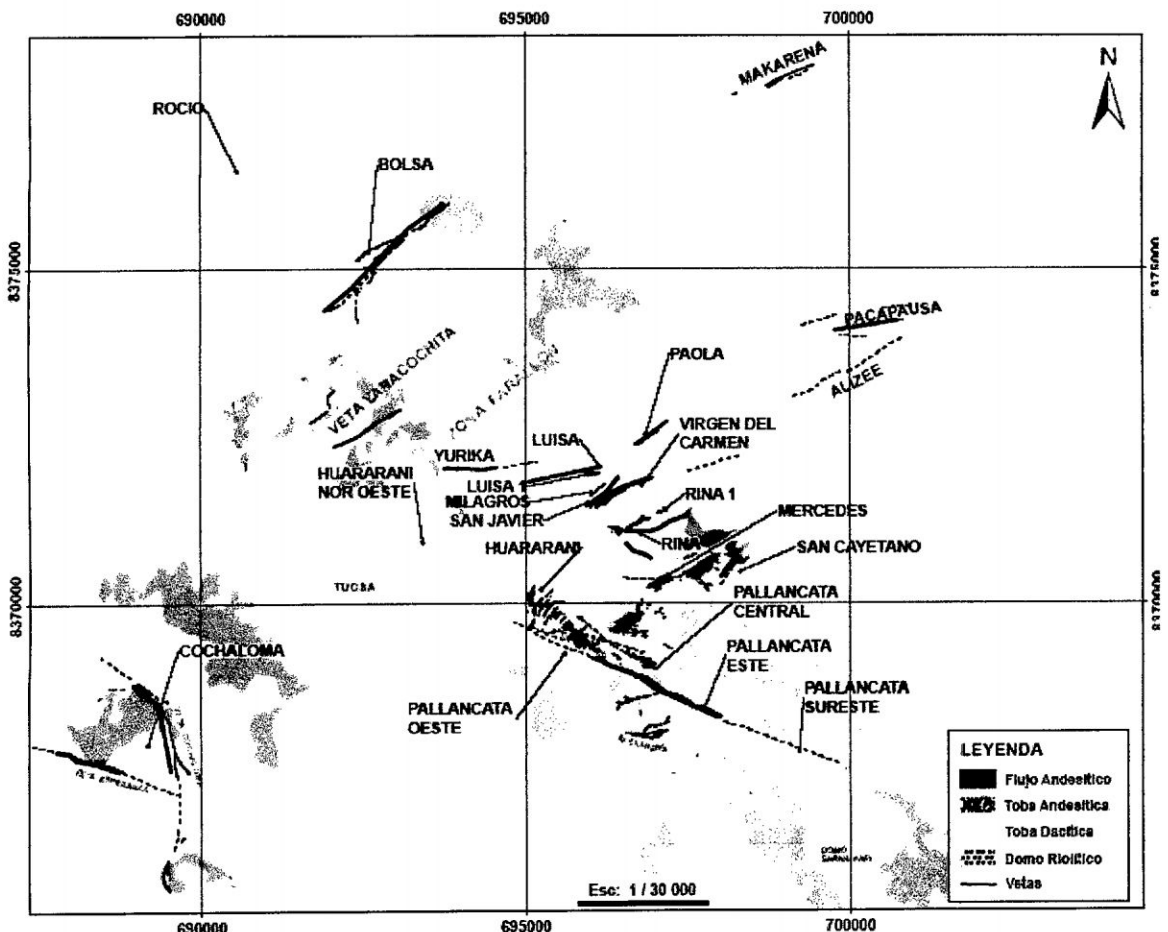
FOTO N°7: MINERALIZACION

- La plata ocurre como Argentita y Plata rojas:
  - Crecen en espacios dentro de los minerales transparentes.
  - Reemplazan parcialmente a esfaleritas y calcopiritas.

- El oro ocurre como electrum u oro nativo:
  - El electrum se forma después de la argentita.
  - El oro libre ocurre dentro de la pirita y goetita rellenando microfracturas y poros.

## 2.5. TIPO DE YACIMIENTO

El yacimiento de Pallancata, corresponde a un Sistema Epitermal de Baja Sulfuración de metales preciosos de Plata-Oro y guarda bastante similitud con los ensambles de mineralización de la Veta Explorador (Ubicadas en la Mina Selene). Abarca 15 915 hectáreas (aproximadamente 160 km<sup>2</sup>) en 30 concesiones mineras declaradas e inscritas dentro del marco legal de operación (Ver Certificado de Operación Minera, en Anexos)



## 2.6. RESERVAS MINERALES

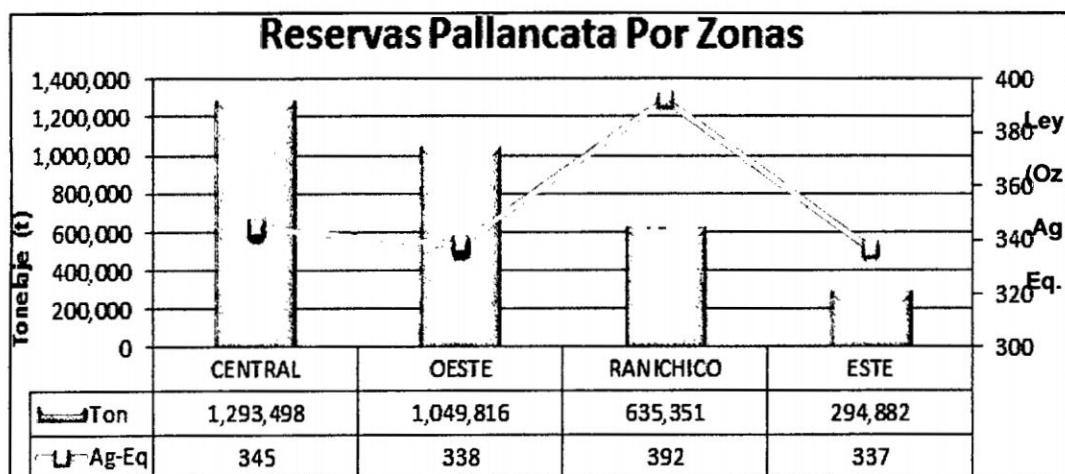
### 2.6.1 RESUMEN RESERVAS

En el cuadro siguiente se muestra el resumen de las reservas minerales para la Unidad Pallancata calculadas al 31 de diciembre de 2012. El cálculo de reservas se calcula semestralmente y se emite su inventario.

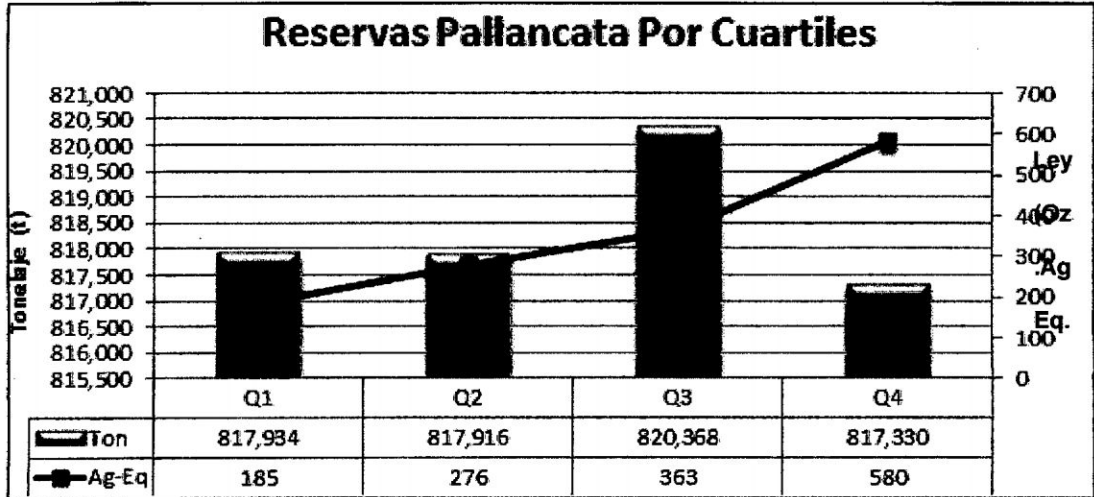
RESUMEN CALCULO RESERVAS MINERALES AL 31.12.2012 : "UNIDAD PALLANCATA"								
Descripción	Recursos (M+Ind.) Tonn (t)	Val. Min. S t.	Leyes		Potencia Ore (m)	Finos Onzas Ag. Eq.	Inc. dens. t/m <sup>3</sup>	
			Ag (g t)	Au (g t)				
Recursos Medidos	3,308,288		357.69	1.69	459	10.1	48,800,545	74%
Recursos Indicados		1,192,473	337.91	1.58	433	2.2	16,598,224	26%
Recursos Geología (M+Ind.)	4,500,762		352.45	1.66	452	8.0	65,396,769	100%
<b>Total Recursos Delimitados</b>	<b>4,126,621</b>	<b>205.20</b>	<b>351.04</b>	<b>1.66</b>	<b>451</b>	<b>8.3</b>	<b>59,774,686</b>	<b>92%</b>
Recursos (M+Ind.) con Galería	4,078,160	205.57	351.61	1.66	451	8.4	59,180,291	91%
Recursos (M+Ind.) Sin Galería	48,461	174.19	303.18	1.31	382	2.7	594,395	1%
<b>Recursos Eval. Reservas c/Gal.</b>	<b>4,078,160</b>	<b>205.6</b>	<b>351.61</b>	<b>1.66</b>	<b>451</b>	<b>8.4</b>	<b>59,180,291</b>	<b>91%</b>
(-) Inaccesibles (Eva_Econ)	314,824	158.33	273.53	1.23	347		3,513,561	8%
(-) Puentes, Pilares (diseño)	631,272	245.09	419.62	1.97	538		10,920,236	15%
(-) Pérdida (operación)	116,741	206.21	352.40	1.67	453		1,699,557	3%
(-) Zona explotada (costras)	242,843	225.27	385.35	1.82	495		3,861,678	6%
(-) Recursos en evaluación	97,851	201.13	342.64	1.65	442		1,390,082	2%
(-) Recursos NO Econ.	129,998	90.12	151.72	0.78	198		828,929	3%
<b>Saldo recursos :::&gt;Reservas</b>	<b>2,544,632</b>	<b>205.8</b>	<b>351.7</b>	<b>1.67</b>	<b>452</b>	<b>7.0</b>	<b>36,966,248</b>	<b>62%</b>
(1) Reservas económicas	2,882,758	171.87	293.95	1.39	377	7.5	34,975,247	88%
(2) Reservas marginales	390,790	72.04	121.69	0.61	158	3.9	1,991,001	12%
<b>Total Reservas (*)</b>	<b>3,273,547</b>	<b>160.0</b>	<b>273.39</b>	<b>1.30</b>	<b>351</b>	<b>7.0</b>	<b>36,966,248</b>	<b>100%</b>
(*) Dilución Planeada	728,916							28.6%
Dilución explotación	676,961							28.4%
Dilución avances	51,954							32.8%
<b>Total</b>	<b>728,916</b>							<b>28.6%</b>

CUADRO N°3: RESERVAS MINERALES AL 31-DIC-12

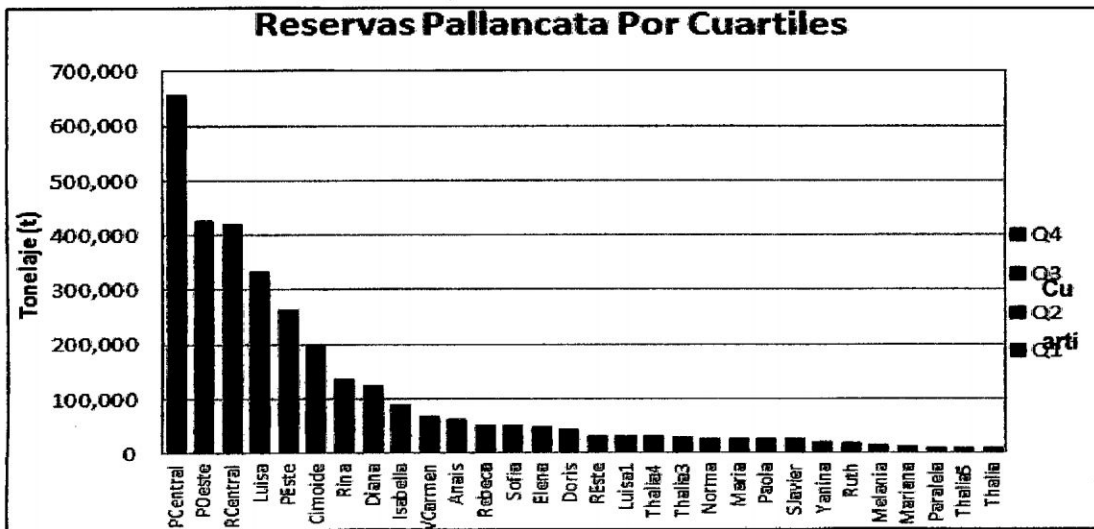
### 2.6.2 ESTADISTICAS



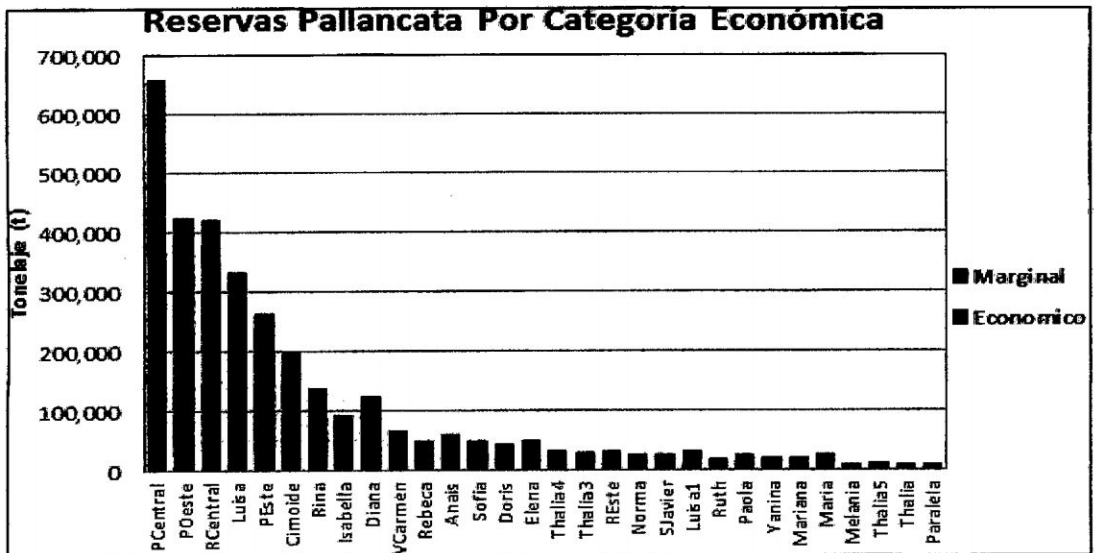
CUADRO N°4: DISTRIBUCION DE RESERVAS POR ZONAS



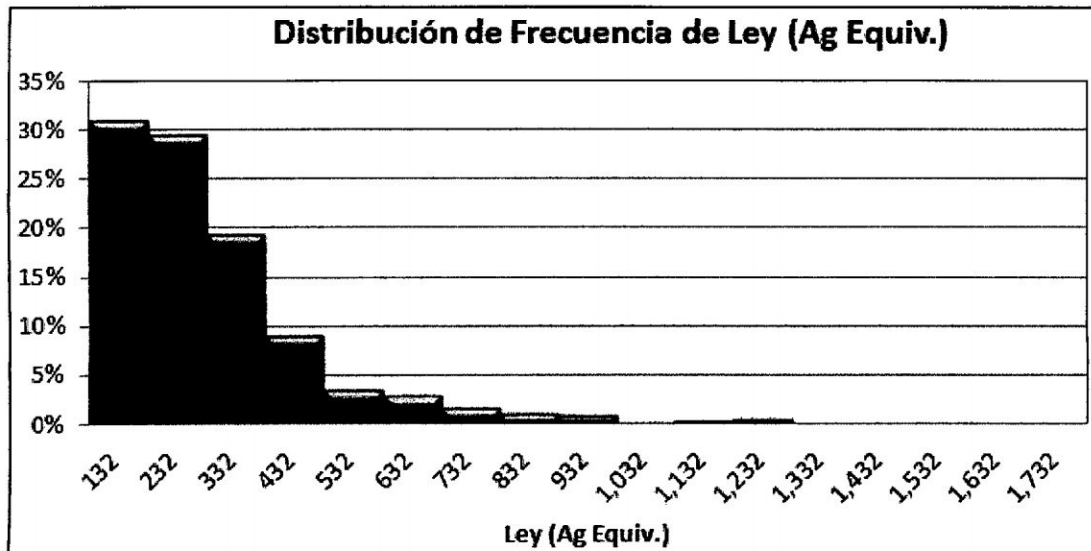
CUADRO N°5: DISTRIBUCION DE RESERVAS POR CUARTILES



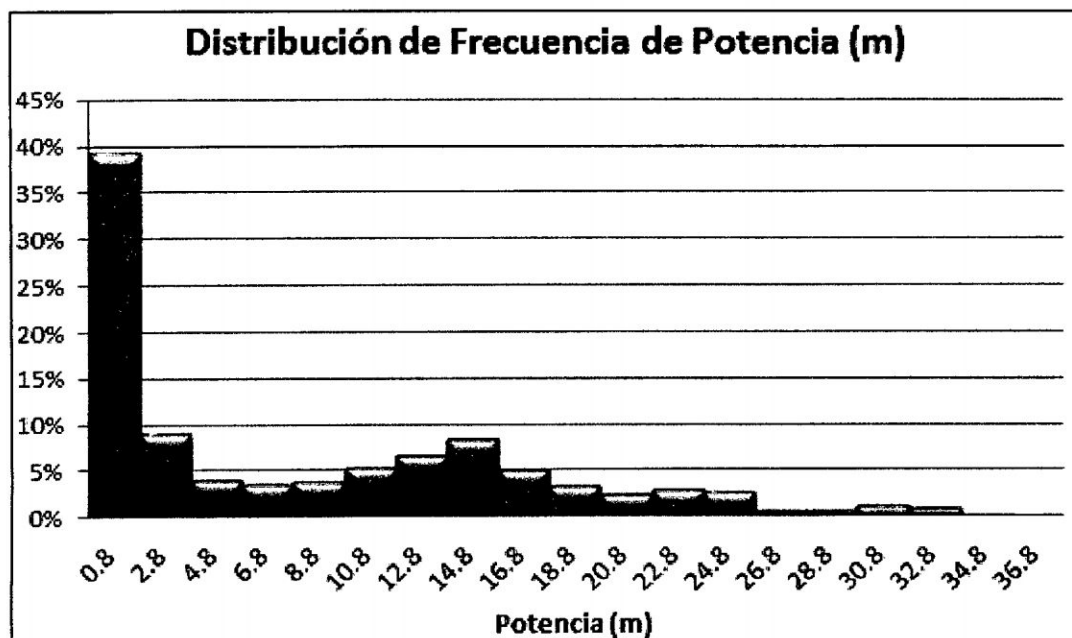
CUADRO N°6: DISTRIBUCION DE RESERVAS POR VETAS Y CUARTILES



CUADRO N°7: DISTRIBUCION DE RESERVAS POR CATEGORIA ECONOMICA



CUADRO N°8: DISTRIBUCION DE LEY EQUIVALENTE (AG)



CUADRO N°9: DISTRIBUCION DE POTENCIA (m)

## 2.7. VALORIZACION DE RESERVAS MINERALES

En la evaluación de reservas se debe tener algunas consideraciones técnicas económicas para su valorización final, en la que a continuación se analiza el cálculo del presente inventario de reservas, el cual se basa en el modelo de los recursos minerales medidos e indicados estimados, interpretados, modelados y reportados por el área de recursos minerales.



## **2.7.1 CONSIDERACIONES GENERALES**

El trabajo de evaluación de los recursos es con el objetivo de transformarlos en reservas probadas y probables, se ha enfocado en el impacto técnico y económico de los modificadores Operativos y Geomecánicos que intervienen en la extracción del mineral como la dilución, recuperación de minado, accesibilidad, seguridad y cut off. Con el objetivo de precisar la información del presente reporte se ha definido los siguientes conceptos:

### **2.7.1.1 TOTAL RECURSOS DELIMITADOS**

Son los recursos minerales mayores al cut-off marginal y que están contenidos en los polígonos delimitados.

### **2.7.1.2 PUENTES, PILARES**

Son aquellos recursos minerales que se encuentran como puentes, pilares y zonas inaccesibles (pre-existent) y que por motivos de seguridad, accesibilidad y generación de valor no pueden ser explotadas.

### **2.7.1.3 PÉRDIDA (OPERACIÓN)**

Son los recursos minerales que en el proceso de explotación de las reservas se pierde por la actividad de limpieza del mineral.

### **2.7.1.4 RECURSOS NO ECONÓMICOS**

Son los recursos minerales que luego de aplicar la dilución planeada su valor de mineral resultante está por debajo del cut-off marginal.

### **2.7.1.5 RESERVAS ECONÓMICAS**

Son reservas minerales cuyo valor de mineral es mayor al cut-off económico.



### **2.7.1.6 RESERVAS MARGINALES**

Son las reservas minerales cuyo valor del mineral es mayor al cut-off marginal pero menor al cut-off económico.

### **2.7.1.7 DILUCIÓN PLANEADA**

Consiste en la incorporación de material de ley menor al cut-off marginal al proceso de producción. Su estimación depende directamente de la aplicación de los modificadores geomecánicos (calidad del macizo rocoso) y modificadores operativos (método de minado, equipo de limpieza y tipo de perforación de acuerdo al método de minado establecido), expresados en unidades de longitud y relacionado con la potencia del ore.

### **2.7.1.8 INACCESIBLES**

Son reservas minerales cuyo valor de mineral es menor al cut-off marginal luego de una preliminar evaluación económica de la infraestructura requerida (laboreo o excavación subterránea), relacionada a su método de minado.

### **2.7.1.9 DELIMITACIÓN Y NOMENCLATURA DE POLÍGONOS**

Para la conformación y la delimitación de los polígonos (regiones diseñadas en el entorno del MineSight), se ha realizado teniendo en cuenta las siguientes consideraciones:

- Homogeneidad de ley
- Valor económico
- Método de explotación
- Topografía existente
- Ciclo de vida (reconciliación)

Respecto a la nomenclatura de los polígonos, se ha establecido el estándar que se detalla en el cuadro siguiente:

A 290-C	
A	= Polígono accesible, <u>minable</u> .
I	= Polígono Inaccesible
AG	= Galería accesible
PA	= Puente accesible
PI	= Puente Inaccesible
290S	= Código de Tajeo
C	= Numero de Polígono que conforma el Tajeo
<b>Nota:</b> Toda la codificación de polígonos debe tener los prefijos mostrados de color azul.	

Así mismo, se han definido en MineSight 02 campos asociados a cada polígono donde:

- El campo MMI, identifica el método de explotación que se le asignara a dicho polígono de explotación.
- El campo RMR, identifica la clasificación Geomecánica (Rock Mass Rating) según Bieniawski, que se le asignara a dicho polígono de explotación.

### 2.7.1.10 CÓDIGO DE COLORES (PLANOS)

Con el objetivo de facilitar la delimitación de los polígonos se ha establecido el siguiente estándar de colores aplicable al modelo de bloques (Ver Anexos: Planos Reservas), y según el cut off como se muestra en el siguiente cuadro:

Pallancata		dic-12			
Concepto	Costo	Ag_Equ (gpt)	Código color	Descripción	
Desmante	<20.13				Amarillo
Sub_Marginal	20.13	42.7			Celeste
Cutoff Marginal:	60.37	128.0			Azul
Cutoff Economico:	81.90	173.7			Verde
Cut Off 1.5 Econ.	122.86	260.5			Verde Oscuro
Cut Off 2.0 Econ.	163.81	347.3			Rojo

CUADRO N°10: ESTANDAR Y ASIGNACION DE COLORES (LEYES)



Así mismo, se ha establecido los colores que llevarán los polígonos en los planos de reservas (Ver Anexos: Planos Reservas):

Color	Cuartiles	Rango (Ley Eq.)
	Cuartil 1	185
	Cuartil 2	276
	Cuartil 3	363
	Cuartil 4	580

CUADRO N°11: ESTANDAR Y ASIGNACION DE COLORES (CUARTILES)

## 2.7.2 CONSIDERACIONES ECONÓMICAS

### 2.7.2.1 COTIZACIONES

Las cotizaciones consideradas para la estimación de los recursos y las reservas minerales son las siguientes:

DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR
Oro	US\$/onza troy	1,200.00
Plata	US\$/onza troy	20.00

### 2.7.2.2 VALOR DE PUNTO

El valor de punto utilizado para determinar el valor del mineral, se detalla en la siguiente Tabla.

DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR
Oro	US\$/gramo	23.8888
Plata	US\$/gramo	0.4717

### 2.7.2.3 CUT OFF

El cut off tanto para los costos como para la ley se detalla en la Tabla siguiente:

DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR	LEY Ag Equiv. (g/t)
Económico	US\$/t	81.90	174
Marginal	US\$/t	60.37	128



## 2.7.3 CONSIDERACIONES TÉCNICAS - OPERATIVAS

### 2.7.3.1 DILUCIÓN

Se define como el proceso de incorporar material con ley menor al cut-off en el flujo de producción de mineral, lo cual implica reducir su valor inicial. La dilución incorporada en las reservas es la dilución planeada; es decir, a las inclusiones de baja ley o desmonte dentro de la estructura mineralizada, a factores operativos como lo es el método de minado ya que éste condiciona anchos mínimos de minado en base a los equipos de perforación y limpieza seleccionados y a factores geomecánicos que está en función a la calidad geomecánica de la estructura mineralizada como del macizo rocoso circundante y que condiciona el uso de un determinado tipo de sostenimiento. Estos factores se han llevado a sobre excavación equivalente en unidades de longitud. Para estimar la dilución planeada de la Unidad Pallancata se han tomado dos factores predominantes:

- Dilución Geomecánica
- Dilución Operativa

Los factores que determinan la dilución geomecánica han sido estimados por el departamento de geotecnia y que expresan la dilución esperada resultante de la calidad del macizo rocoso (RMR) de la veta y de las cajas.

Esta estimación asume condiciones ideales de perforación y voladura con lo cual se busca cuantificar el efecto geomecánico de manera aislada. Esta dilución escapa del control de la operación ya que es inherente a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y se asume fija en cada uno de los casos evaluados. Así mismo, la dilución operativa es el resultado del



método de minado seleccionado que a la vez está relacionado con el tamaño de equipo de perforación o limpieza elegido, de la calidad de la voladura, ubicación y tamaño de las labores de preparación y desarrollo correspondiente.

## 2.7.4 INVENTARIO DE RESERVAS MINERALES

VETA	CATEGORIA								TOTAL					
	Probadas	Leyes			Pot.	Probables	Leyes			Toneladas	LEYES			DIL.
		Ag	Au	Pot.			Ag	Au	Pot.		Ag	Au	Pot.	
(t)	(g/t)	(g/t)	(m)	(t)	(g/t)	(g/t)	(m)	(t)	(g/t)	(g/t)	(m)	(%)		
Veta Anais	55,959	279.16	1.00	1.85	4,495	153.91	0.56	0.89	60,455	269.85	0.97	1.77	35.1%	
Veta Central	586,837	233.81	1.21	15.57	69,985	257.27	0.98	4.28	656,821	236.31	1.19	14.37	18.8%	
Veta Cimoide	131,105	294.87	1.47	2.62	65,900	256.30	1.29	1.67	197,005	281.97	1.41	2.30	25.9%	
Veta Diana	100,348	219.69	0.80	3.31	23,482	173.03	0.50	3.28	123,830	210.84	0.74	3.30	29.4%	
Veta Doris	26,671	434.71	1.86	1.51	16,212	484.92	2.07	1.56	42,883	453.69	1.94	1.52	28.7%	
Veta Elena	14,638	208.08	0.57	1.38	32,812	284.02	0.65	1.28	47,451	260.59	0.63	1.31	33.1%	
Veta Isabella	84,233	246.10	0.90	4.29	4,202	439.83	1.76	4.79	88,435	255.30	0.94	4.31	20.8%	
Veta Luisa	42,955	301.78	1.68	2.25	289,676	337.70	1.76	2.82	332,631	333.06	1.75	2.75	48.5%	
Veta Luisa 1	5,727	171.84	1.14	1.75	25,507	191.94	1.14	1.51	31,234	188.25	1.14	1.55	35.4%	
Veta Maria	4,142	171.74	1.21	1.40	20,742	130.59	0.96	1.58	24,883	137.44	1.00	1.55	29.5%	
Veta Melania	7,320	233.81	1.16	1.49	7,908	145.95	0.75	1.56	15,229	188.18	0.95	1.52	24.9%	
Veta Mariana	4,796	284.52	1.09	1.12	8,168	330.66	1.29	1.41	12,964	313.59	1.21	1.30	25.3%	
Veta Norma	19,966	342.95	0.96	2.34	6,592	192.19	0.57	1.64	26,558	305.53	0.86	2.16	22.2%	
Veta Pallancata Oeste	399,814	264.35	1.16	10.65	24,276	200.78	0.83	1.75	424,090	260.71	1.14	10.14	22.0%	
Veta Paola	3,351	131.10	1.62	1.97	21,429	119.93	1.36	2.57	24,780	121.44	1.40	2.49	36.4%	
Veta Paralela	7,915	246.24	1.44	1.41	1,488	228.37	1.26	1.14	9,404	243.42	1.41	1.37	44.2%	
Veta Pallancata Este	113,487	293.62	1.51	2.70	149,326	256.46	1.00	2.14	262,813	272.51	1.22	2.38	28.6%	
Veta Ramal Central	408,068	342.37	1.64	13.11	13,020	214.67	0.86	2.30	421,088	338.42	1.61	12.77	23.7%	
Veta Ramal Este	9,010	184.88	1.72	1.75	23,058	175.30	1.28	1.46	32,068	177.99	1.40	1.54	32.6%	
Veta Rebeca	28,943	312.64	1.29	1.97	20,350	290.32	1.10	1.94	49,293	303.42	1.21	1.96	23.7%	
Veta Rina	43,661	305.34	1.09	1.34	92,544	321.20	1.11	1.37	136,204	316.12	1.10	1.36	39.6%	
Veta Ruth	10,289	237.30	1.19	1.41	7,461	218.46	1.13	1.18	17,750	229.38	1.17	1.31	33.6%	
Veta San Javier	20,514	276.30	1.71	0.96	4,171	257.52	1.55	0.96	24,685	273.13	1.68	0.96	55.7%	
Veta Sofia	21,439	266.16	1.29	2.33	27,535	206.56	1.02	1.64	48,973	232.65	1.14	1.94	33.4%	
Veta Thalia	5,003	172.77	1.03	1.42	2,985	131.95	0.86	1.42	7,988	157.52	0.96	1.42	95.2%	
Veta Thalia 3	6,364	249.18	1.45	1.80	23,036	194.40	1.12	1.57	29,400	206.26	1.19	1.62	27.4%	
Veta Thalia 4	16,741	235.27	1.11	1.51	13,896	218.23	1.24	1.43	30,637	227.54	1.17	1.47	30.6%	
Veta Thalia 5	7,429	254.98	1.44	1.77	749	195.74	0.98	1.72	8,179	249.55	1.40	1.76	24.2%	
Veta Virgen del Carmen	27,970	329.65	2.54	1.40	38,557	169.17	0.99	0.95	66,527	236.64	1.64	1.14	74.3%	
Veta Yanina	6,714	334.64	2.96	0.86	12,576	158.23	1.95	0.85	19,290	219.63	2.30	0.85	62.0%	

Dilución planeada:	28.65%	Pérdida de minado	4.38%
Valor punto - Ag:	0.4717 \$/g	Cut Off Económico:	81.90 \$/t
Valor punto - Au:	23.888 \$/g	Cut Off Marginal:	60.37 \$/t
Incidencia	67.9%		32.1%
		Cut Off Marginal	128 (g/t) Ag equiv.
		Cut Off Económico	174 (g/t) Ag equiv.

CUADRO N°12: INVENTARIO DE RESERVAS MINERALES POR VETAS





## **CAPITULO III**

### **OPERACIONES MINA**

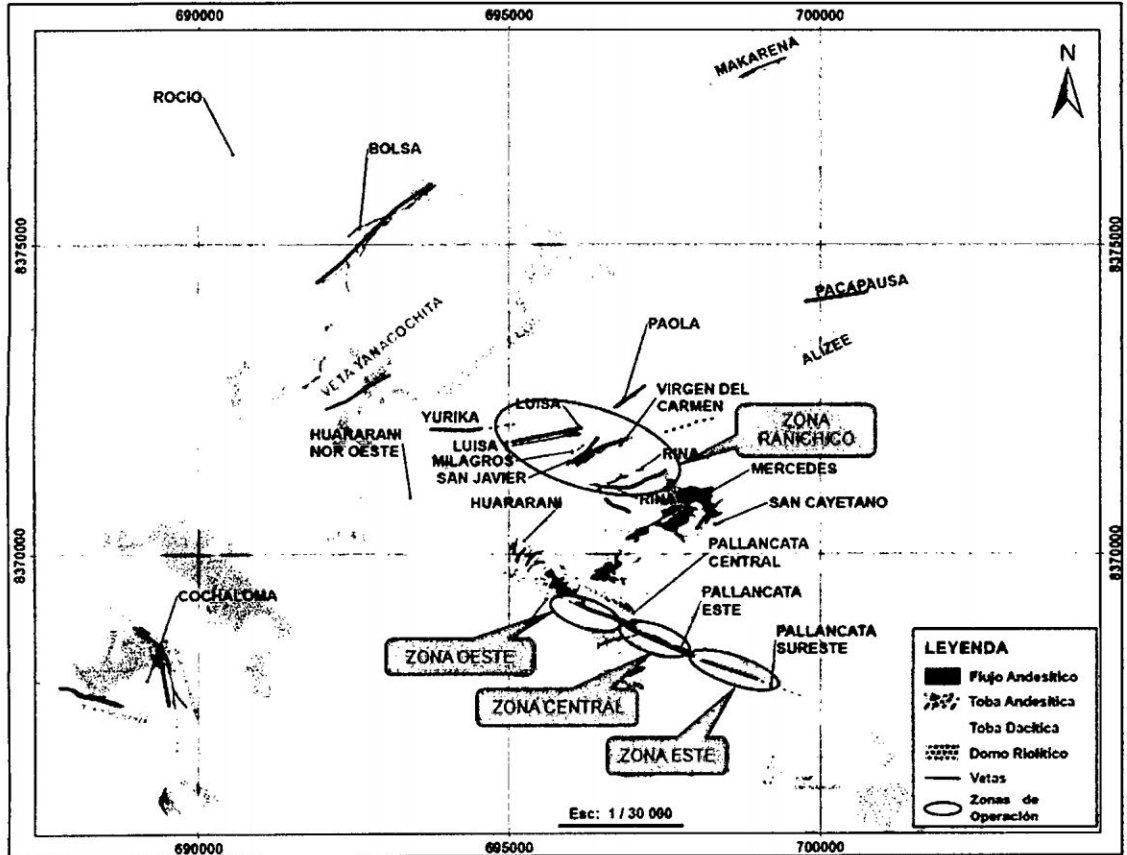
#### **3.1 OPERACIÓN PALLANCATA**

La Unidad Operativa Pallancata, es de minado subterráneo en un 100%, actualmente produce 1' 068, 550 toneladas al año, teniendo un ritmo de producción de 3,000 toneladas al día, para la explotación de metales preciosos de plata con una ley promedio de 280.0 gramos por tonelada y oro con ley de 1.2 gramos por tonelada, distribuidas en 4 zonas de operación, constituida en labores de explotación, preparaciones, desarrollo y toda la infraestructura necesaria para dar condiciones de ventilación, servicios de aire, agua, energía, etc; las zonas de operación se dividen en:

- Zona Oeste
- Zona Central
- Zona Ranichico
- Zona Este

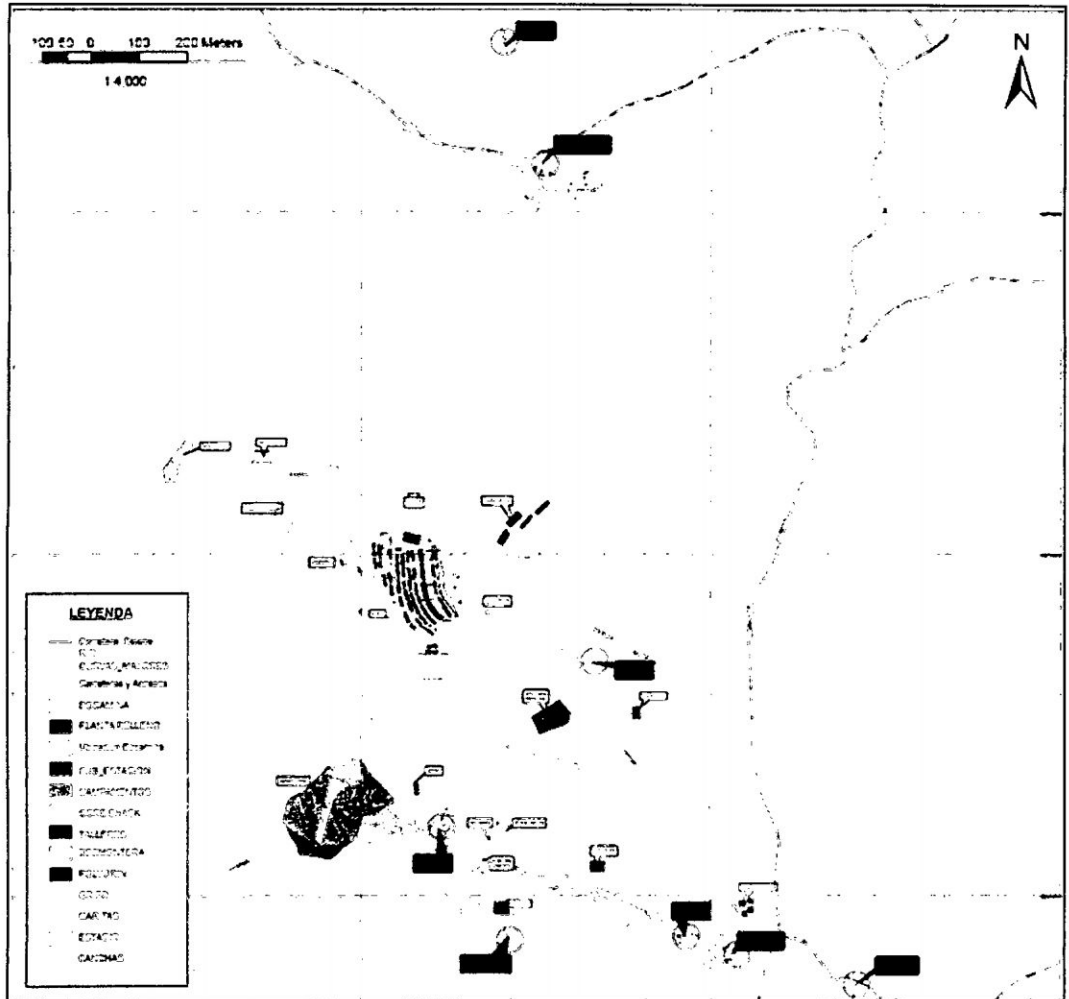
Cada zona comprende vetas asociadas de acuerdo a su relación geológica (Vetas) y cercanía a la infraestructura principal y accesos de las mismas.

En la figura siguiente se puede observar el compósito general de vetas y la distribución de las zonas de operación (Ver también Plano N°1 en Anexos).



Las 4 zonas de operación incluyen vías y accesos debidamente estandarizadas de acuerdo al régimen de transporte minero y con accesos a las bocaminas ubicadas en superficie señalizadas y centralizadas a cada zona de operación.

También se encuentra la planta de Relleno en Pasta, ubicada en la Zona Central, así mismo los talleres de mantenimiento en Superficie, Planta de Shotcrete y almacén general, todas centralizadas y ubicadas en la zona industrial de la mina (superficie), a continuación se muestra la figura de la ubicación de las bocaminas y la zona industrial de la mina (Ver también PLANO N°2 en Anexos).



## 3.2 ZONAS DE OPERACIÓN

### 3.2.1 ZONA OESTE

La Zona Oeste está compuesta por las vetas Pallancata Oeste, Cimoide, Isabella, Thalia como principales, el método de minado aplicado en la Zona Oeste, es el "Bench and Fill" (Banqueo y Relleno). Y aporta en un 35% a la producción mensual. La forma de trabajo en esta opción de explotación, es:

- Extracción de mineral basado en la voladura por taladros largos.
- Alta productividad y bajo costo.
- Relleno realizado con desmote (Relleno detrítico).
- Aporte de producción desde la etapa de preparación.



Para esta opción de trabajo, se tomó en consideración la geomecánica y dimensiones de la estructura, a la vez, con estas características, se trabajó el diseño de la mina, teniendo la infraestructura necesaria y las labores principales en la caja piso.

El diseño del "Bench and Fill" esta principalmente basado en el comportamiento de las cajas que contienen a la estructura mineralizada. Con un buen conocimiento de esta información, se puede determinar:

- Tamaño y forma de las galerías y preparaciones Bench and Fill.
- Altura entre los niveles para Bench and Fill.
- Longitud máxima sin rellenar (Shape Factor).
- Diseño de la malla de perforación y de la voladura (Malla Tipo BF).
- Técnicas de carguío para Bench and Fill.

### 3.2.1.1 ESTRUCTURA DE LA MINA OESTE

La zona de explotación Pallancata Oeste, tiene como características geométricas:

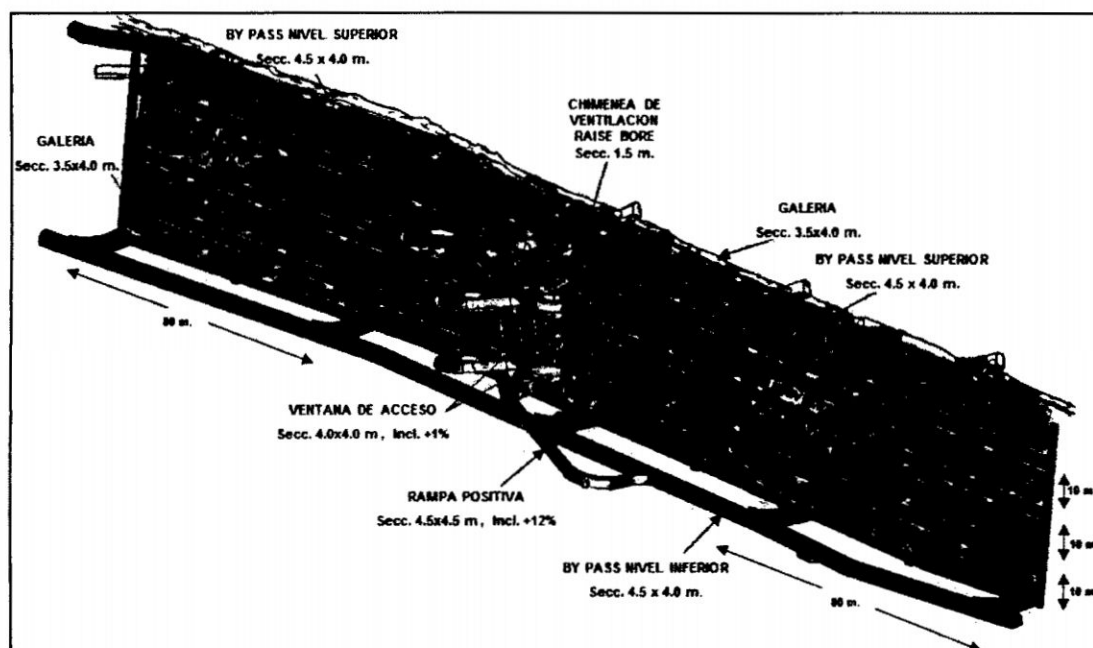
- Extensión : 600.0 m.
- Potencia promedio : 8.0 m.
- Buzamiento : 80.0°
- Azimut : 270°

La secuencia de minado empieza del centro del tajo, minando hacia los límites de la veta.

Se considera una rampa principal que se desarrolla en la dirección del plunge de la veta, de la cual se extiende brazos a los límites horizontales de la veta,

con el fin de extraer el mineral roto y a su vez ingresar el relleno. Luego se desarrollan en los niveles de galerías y a 10.0 m generar los subniveles superiores, luego se preparan los by-pass en la caja piso aproximadamente de 10 a 20 metros del contacto de mineral (distancia de acuerdo al análisis geomecánico).

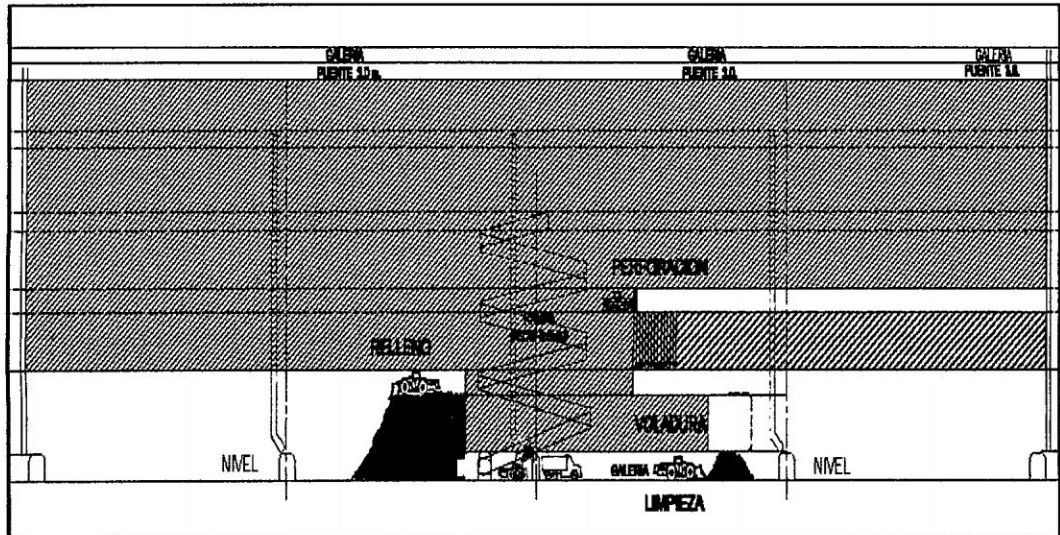
Se ha optado por trabajar con una altura entre niveles de 10.0 m., con la opción de aumentar este valor, en la medida que se vaya reconociendo mejor las cajas. Para el ingreso a la veta se ha considerado un promedio de 5 cruceros a lo largo (cada 80 m). Se muestra el siguiente gráfico, para un mayor entendimiento del método de minado.



### 3.2.1.2 CICLO DE MINADO BF

El ciclo de minado comprende la perforación con equipo de taladros largos Stope Master, taladros con disposición paralela a las cajas de la estructura, para luego realizar el carguío respectivo con una columna de carga con emulsion y detonadores de tipo Booster, la limpieza se realiza con equipos

LHD de capacidad de 6 yd<sup>3</sup> desde los niveles inferiores, para luego efectuar el relleno por el nivel superior en avanzada contraria a la limpieza del mineral en el nivel inferior.



### 3.2.2 ZONA CENTRAL

La zona central está compuesta por las vetas Pallancata Central y Ramal Central como estructuras principales, el método de minado aplicado en la Mina Central, es el "SARC" (sub niveles Ascendentes con Relleno Cementado). El relleno cementado es de tipo en Pasta, Un relleno compuesto por Relave Clasificado con 8% de humedad en promedio, cemento tipo portland y agua en proporciones de diseño. La forma de trabajo en esta opción de explotación, es:

- Extracción de mineral basado en la voladura de taladros largos.
- Relleno en Pasta (alimentado desde la Planta Paste Fill).

Para esta opción de trabajo, se tomó en consideración la geomecánica y dimensiones de la estructura, a la vez, con estas características, se trabajó el diseño de la mina, teniendo las labores principales en la caja piso. El diseño



del "SARC" esta principalmente basado en el comportamiento de las cajas que contienen a la estructura mineralizada. Con un buen conocimiento de esta información, se puede determinar:

- Tamaño y forma de las galerías.
- Altura entre los niveles.
- Longitud y ancho máximo a considerar
- Diseño de la malla de perforación y de la voladura.
- Técnicas de carguío y voladura.

### 3.2.2.1 ESTRUCTURA DE LA MINA CENTRAL

La zona de explotación, Pallancata Central, tiene como características geométricas:

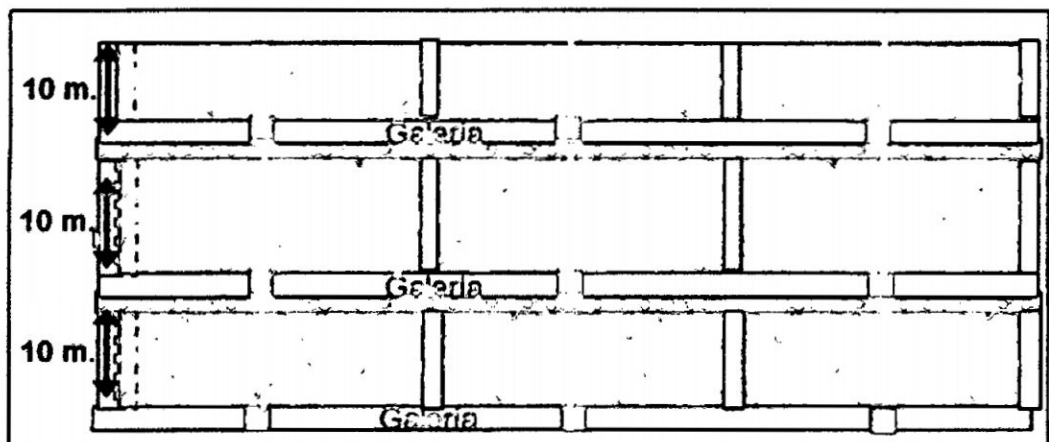
- Extensión : 350.0 m.
- Potencia promedio : 15.0 m.
- Buzamiento : 75.0°

La secuencia de minado empieza por los cortes transversales primarios del tajo, que estos a su vez llegan a la parte más alta del panel, para luego continuar con el minado hacia los costados de los cortes transversales primarios. Para continuar la secuencia tipo pirámide con los paneles secundarios de los tajeos contiguos y completar la secuencia con los paneles transversales siguientes a la columna principal.

Para la preparación se considera la infraestructura necesaria de acceso y consideraciones de diseño para el método de minado SARC.

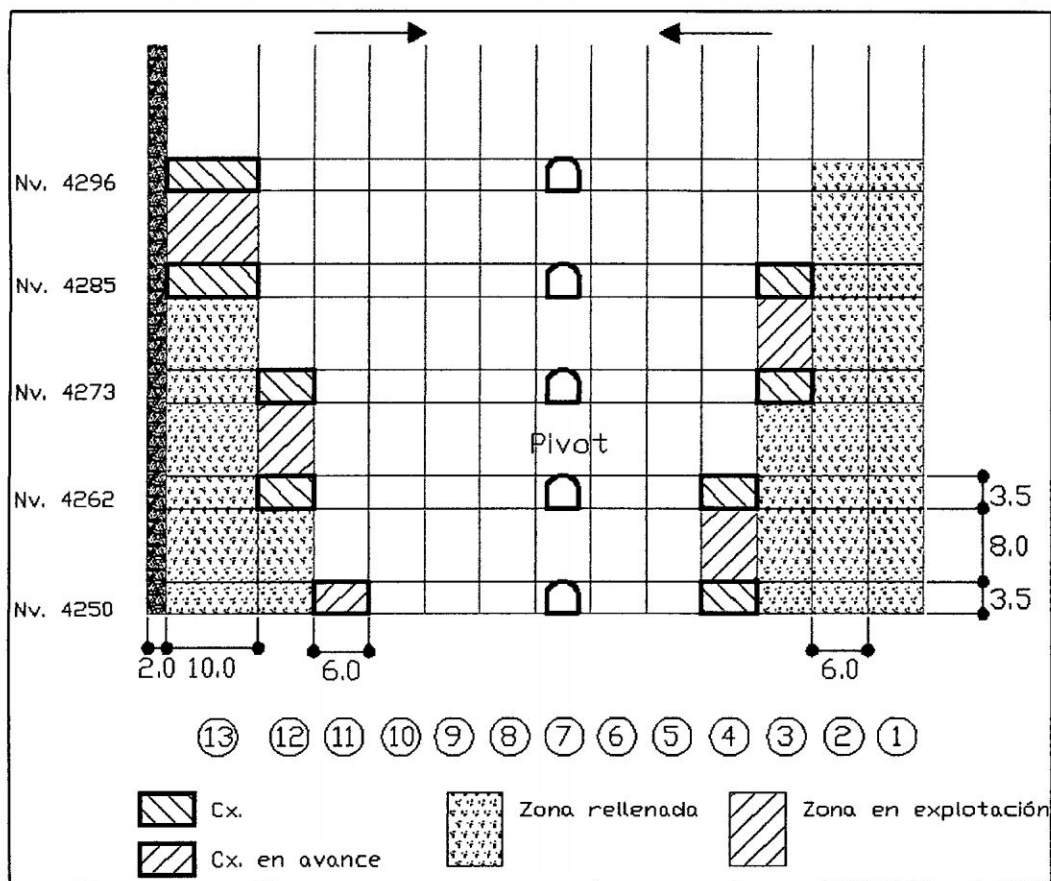
Se considera una rampa operativa de 3.5x3.5 m. en positivo y negativo desde un nivel principal, las cuales se genera cruceros principales de acceso desde

el eje central de la rampa operativa, para luego preparar By Pass en cada nivel en ambas direcciones paralelas a las estructuras Pallancata Central y Ramal Central, cada nivel dimensionados a 10.0 m., de la cual se extiende cruceros transversales a las vetas con sección de 4.0x4.0 m. como subniveles de preparación del tajeo, seguidamente se inicia con la perforación on equipos de taladros largos para bancos de 10.0 m. transversales, considerando un nivel de limpieza inferior con el fin de extraer el mineral roto y a su vez ingresar la línea de relleno de la troncal principal que proviene de la Planta de Relleno en Pasta, ubicada en Superficie sobre la proyección vertical de las Vetas Pallancata y Ramal Central. Se adjunta el siguiente gráfico, para un mayor entendimiento del método de minado.



Al término del minado de las columnas principales consideradas como paneles primarios, se preparan los paneles secundarios desde los niveles inferiores hasta alinear a la columna principal.

En el gráfico siguiente podemos observar la el panel primario como columna principal denominada pivot y los paneles secundarios confluyen desde los niveles inferiores hasta alinearse en la vertical con la columna del panel primario.

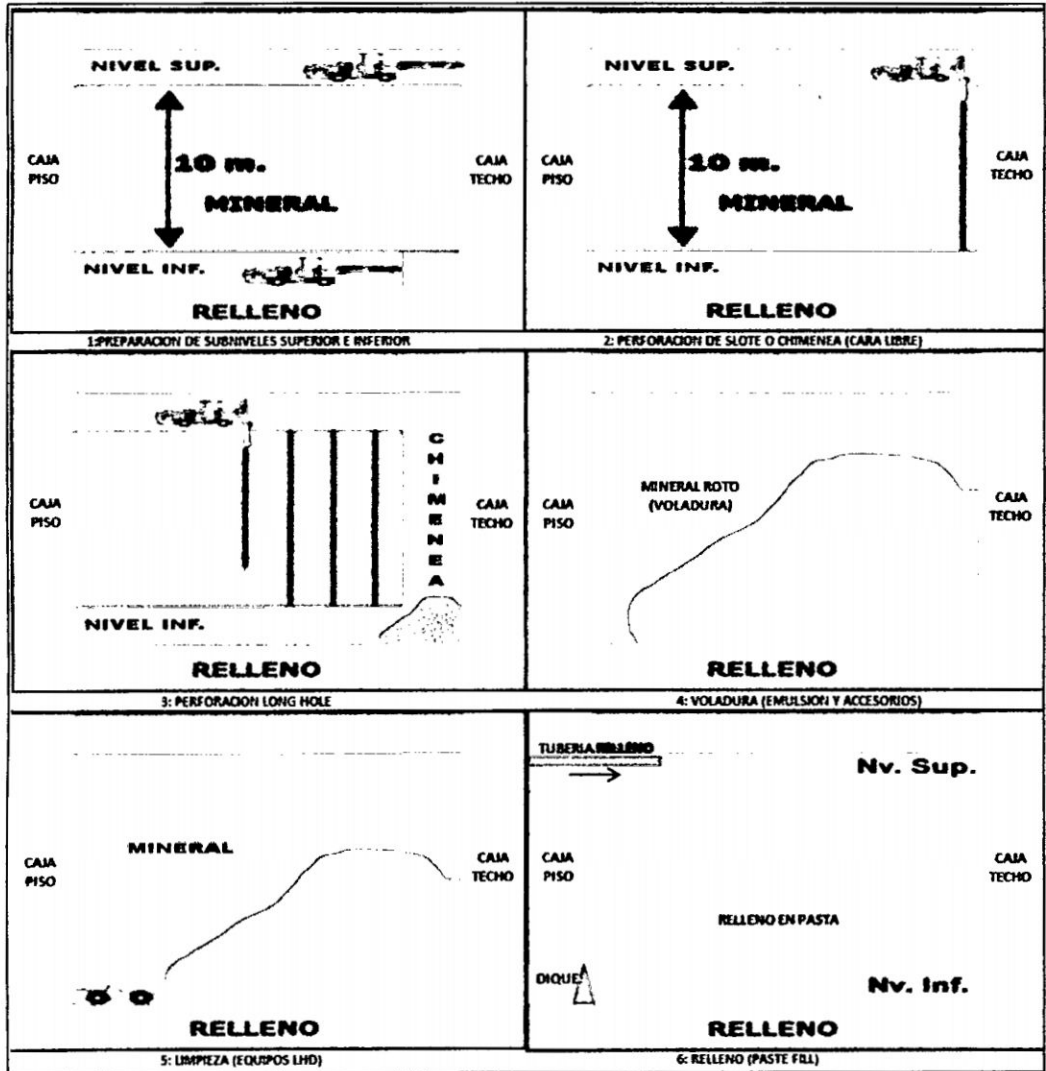


### 3.2.2.2 CICLO DE MINADO SARC

El ciclo de minado comprende la perforación con equipo de taladros largos T1D, taladros con disposición paralela a las cajas de la estructura y perforación en negativo para banco de mineral de 10.0 m., para luego realizar el carguío respectivo con una columna de carga compuesta por emulsiones y detonadores de tipo Booster, la limpieza del mineral roto se realiza con equipos LHD de capacidad de 6 yd<sup>3</sup> y de 4 yd<sup>3</sup> desde los niveles inferiores, de los paneles minados, para luego efectuar el relleno en pasta por el nivel superior de este panel. A través de una línea troncal (tubería HDPE de 4"), que se direcciona en todos los niveles a través de una chimenea Raise Bore de 1.5 m. de diámetro, que se encuentra anillado mediante escaleras y protección metálica.



En la siguiente figura podemos apreciar la secuencia de minado que va desde la preparación del tajeo mediante los subniveles transversales al rumbo de la veta, desde la caja piso hacia la caja techo.



En este método de minado el relleno en pasta adquiere 0.6 MPa de resistencia a los 14 días de fragua, lo cual permite seguir la secuencia de minado abriendo los paneles secundarios, adyacentes al tajeo relleno. El relleno en pasta es dirigido desde la Planta Paste Fill, ubicada en superficie sobre la proyección de la zona central, a través del RB N°7 que llega hasta los niveles inferiores (Ver PLANO N°2 en Anexos).



### 3.2.3 ZONA RANICHICO

El método de minado aplicado en la zona Ranichico es el “CRM” (Corte y Relleno Mecanizado con Relleno Detrítico). La forma de trabajo en esta opción de explotación, es:

- Extracción de mineral basado en la voladura de taladros horizontales para el breasting y verticales para el Realce.
- Relleno Detrítico.

Se estudió la Geomecánica del terreno y la geometría de la veta, con estas características, se diseñó la mina, teniendo las labores principales en la caja piso. El diseño del “CRM” esta principalmente basado en el comportamiento de las cajas que contienen a la estructura mineralizada para la determinación del Breasting o Realce, para el CRM se debe determinar:

- Tamaño y forma de las galerías (Nivel base y de cabeza)
- Altura entre los niveles (altura de block minable).
- Longitud y ancho máximo a considerar (dilución).
- Diseño de la malla de perforación y la voladura (breasting y realce).
- Técnicas de carguío y voladura.

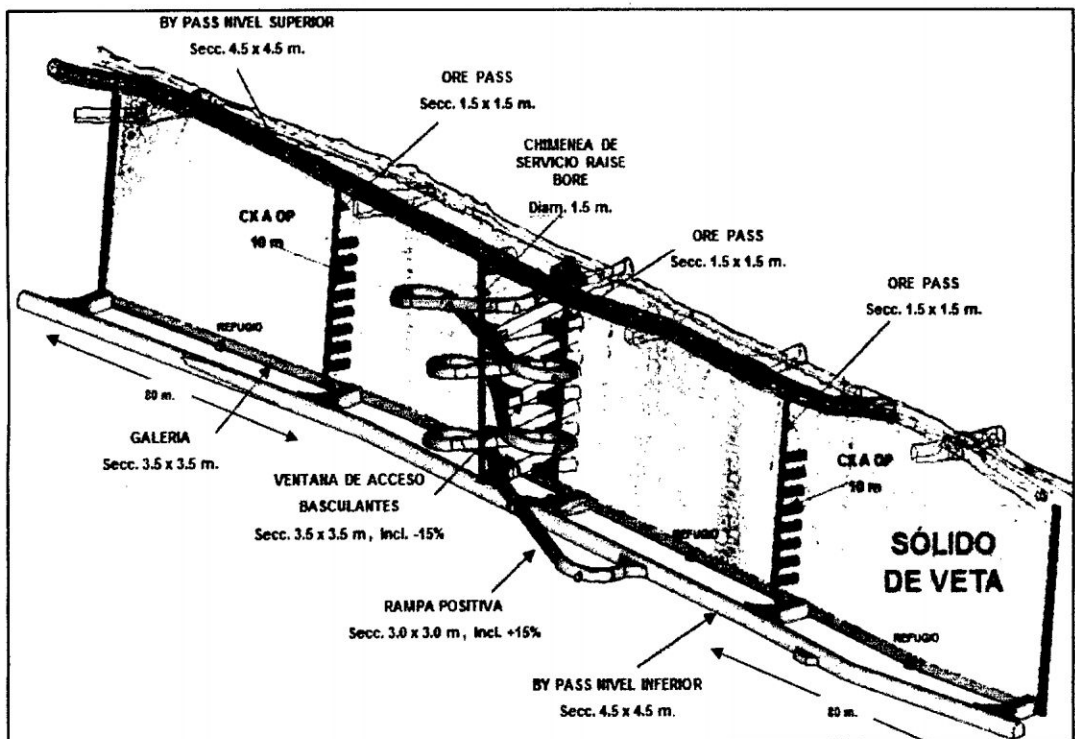
#### 3.2.3.1 ESTRUCTURA DE LA MINA RANICHICO

La zona de explotación Ranichico comprende las vetas Luisa, Rina, Virgen del Carmen, tiene como características geométricas:

- Extensión : 400.0 m.
- Ancho promedio : 1.0 – 2.0m.
- Buzamiento : 65.0°

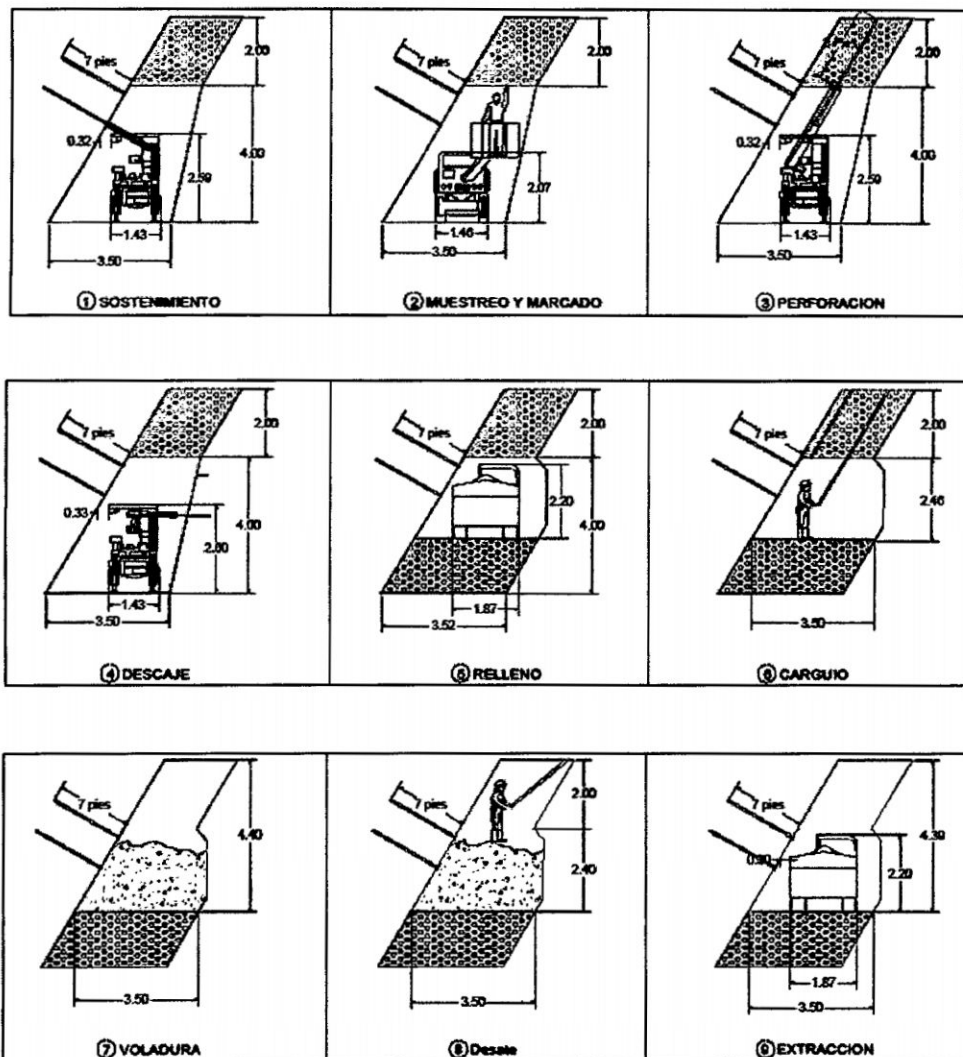
El diseño para este método consiste en el desarrollo de las galerías superior e inferior a través de la estructura con una altura de block minable de 50 m., luego se desarrolla una rampa operativa de sección 3.5x3.5m. que integra los niveles inferior y superior, también se prepara by pass de 4.5x4.5 como niveles de extracción para el paso de volquetes y equipo pesado; una vez desarrollado la preparación se genera cruceros de acceso de 3.5x3.5 m. hacia el tajeo con pendiente +-15%, denominado con las basculantes, que sirven de pivotes para los cortes en forma ascendente del tajeo, cada basculante es integrada a través de un ore pass que sirve como echadero del mineral hacia el nivel inferior para luego extraer el mineral por los by pass.

La secuencia de minado empieza por los cortes horizontales a lo largo de la veta, una vez culminada esta se rellena con Relleno Detrítico y se comienza a cortar otra franja horizontal. En la siguiente figura podemos ver el diseño para el método CRM.



### 3.2.3.2 CICLO DE MINADO CRM

El ciclo de minado comprende la perforación con equipo Jumbo T1D para el Breasting y Máquina Jackleg para el Realce, taladros con disposición paralela a las cajas de la estructura y perforación en horizontal para Breasting con una altura de corte de 3.0 m., mientras que perforación vertical para el Realce con una altura de corte de 2.4 m., para luego realizar el carguío respectivo con una columna de carga con emulsion y accesorios de voladura, la limpieza se realiza con equipos LHD de capacidad de 2.2 yd<sup>3</sup> y de 1.5 yd<sup>3</sup>, desde el último piso de corte, para luego efectuar el relleno detrítico desde las basculantes.





### 3.2.4 ZONA ESTE

La Zona Este está constituido por las vetas Pallancata Este y Ramal Este como estructuras principales con una orientación NorOeste, el método de minado aplicado en la Zona Este, es el “Bench and Fill” (Banqueo y Relleno). Muy similar al método aplicado en la Zona Oeste, aunque de acuerdo a las zonas de profundidad de la veta, existen bloques para minado en CRM (principalmente en la veta Ramal Este). La Zona Este aporta en un 15% a la producción mensual. La forma de trabajo en esta opción de explotación, es:

- Extracción de mineral basado en la voladura por taladros largos.
- Alta productividad y bajo costo.
- Relleno realizado con desmonte (Relleno detrítico).
- Aporte de producción desde la etapa de preparación (Subniveles).

El diseño del “Bench and Fill” esta principalmente basado en el comportamiento de las cajas que contienen a la estructura mineralizada. Que definen cajas competentes clasificadas como tipo de roca Regular B, adicionalmente la veta tiene potencia y buzamiento acorde a los criterios de minado para taladros largos en forma longitudinal, así considera una dilución controlada y por la cual se determina:

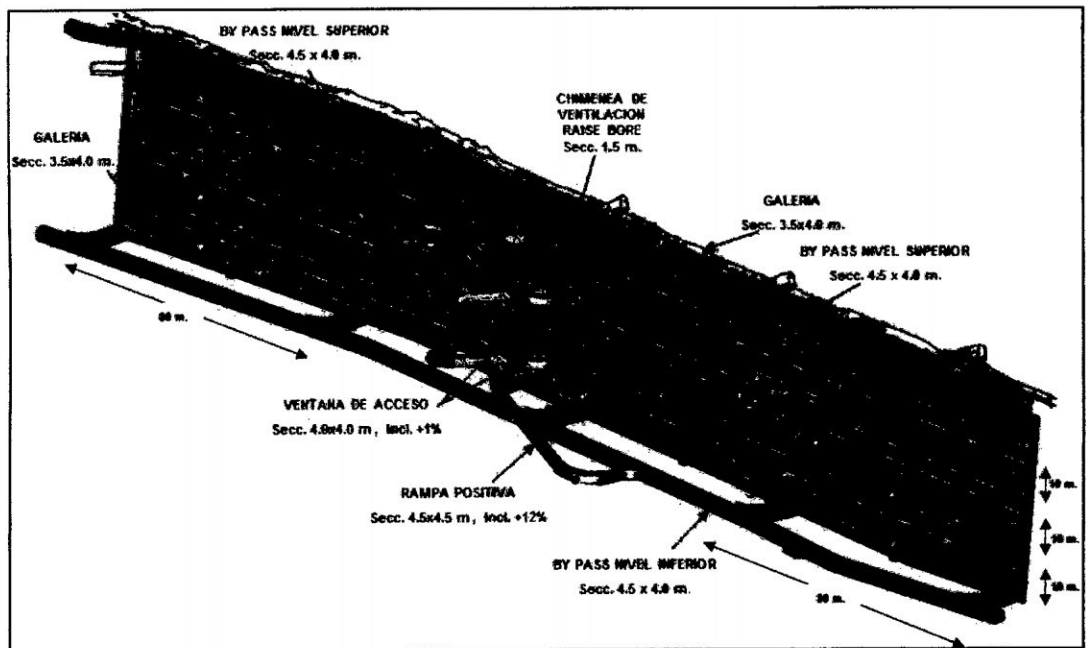
- Tamaño, forma de las galerías y preparaciones Bench and Fill.
- Altura entre los niveles para Bench and Fill (10.0 m).
- Longitud máxima sin rellenar (Shape Factor).
- Diseño de la malla de perforación y de la voladura (Malla Tipo BF).

### 3.2.4.1 ESTRUCTURA DE LA MINA ESTE

La zona de explotación, Pallancata Este, tiene como características geométricas:

- Extensión : 500.0 m.
- Ancho promedio : 4.0 m.
- Buzamiento : 80.0°

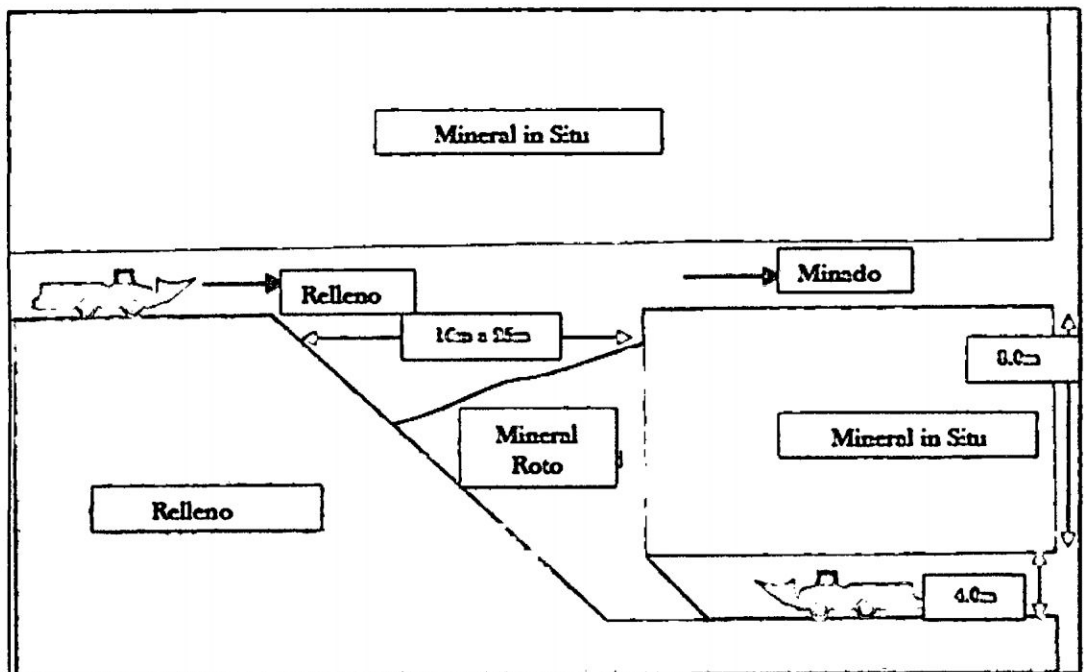
Se considera una rampa principal que se desarrolla en la dirección del Plunge de la veta, de la cual se extiende brazos a los límites horizontales de la veta, con el fin de extraer el mineral roto y a su vez ingresar el relleno. Luego se desarrollan en los niveles de galerías y a 10.0 m generar los subniveles superiores, luego se preparan los By Pass en la caja piso aproximadamente de 15.0 m. del contacto de mineral (distancia de acuerdo al análisis geomecánico). la secuencia de minado en retirada desde el tope de los subniveles. En la figura siguiente se puede apreciar el diseño de minado:





### 3.2.4.2 CICLO DE MINADO BF

Inicialmente se preparan subniveles de 3.5x4.0 m. a lo largo de la estructura mineralizada dejando 10.0 m. en promedio la altura de banco entre niveles, una vez preparado el tajeo, se da inicio al ciclo de minado que comprende la perforación de taladros en negativo con equipo de taladros largos T1D Atlas Copco, taladros con disposición paralela a la estructura económica (Ore), en un banco de mineral de 8.0 a 10.0 m. para luego realizar el carguío respectivo con una columna de carga con emulsiones y detonadores de tipo Booster con el uso de faneles debidamente distribuidos según la secuencia de voladura. La longitud de abertura longitudinal del tajeo llega a 25.0 m. de acuerdo al radio hidráulico minable. La limpieza se realiza con equipos LHD de capacidad de 6 yd<sup>3</sup> Caterpillar desde los niveles inferiores para acarrear el mineral roto hasta las cámaras de carguío cercanas a los tajeos, para luego efectuar el relleno detrítico por el nivel superior, en avanzada contraria a la limpieza del mineral en el nivel inferior.



### 3.3 OPERACIONES UNITARIAS (CICLO DE MINADO LONG HOLE)

#### 3.3.1 PERFORACION

El inicio del ciclo de minado en taladros largos es la Perforación que se realiza con equipos de Perforación T1D Atlas Copco y Stope Master Boart Longyear, equipos de accionamiento electrohidráulico y gran capacidad de perforación de taladros largos, con una columna de perforación de barras acoplables de 1.2 m. y brocas de 64 mm. tipo retráctil. La perforación es la etapa importante en el proceso de minado que requiere de un trabajo especial ya que considera un aspecto importante la geometría del diseño de malla y los recursos a utilizar, manteniendo una productividad del desempeño en esta etapa. Para el diseño se tomo como referencia teórica a R. ASH, considera una constante  $K_b$  que depende de la clase de roca y tipo de explosivo a emplear.

$$\text{Burden: } B = \frac{K_b x \phi}{12}$$

$B$ =Burden       $\phi$  = Diámetro del taladro       $K_b$ =cte. Roca y Densidad Explosivo

Determinación de la constante $K_b$				
Clasificación de Roca	Densidad (gr/cm <sup>3</sup> )	Clase de Roca		
		Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0.8 a 0.9	30	25	20
Densidad y potencia media	1.0 a 1.2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1.2 a 1.6	40	35	30

La roca se categoriza en una clase media RMR 45-50 y una densidad de explosivo 1.15 gr/cm<sup>3</sup> para emulnor 5000 y 0.8 rg/cm<sup>3</sup> para el ANFO, se le asigna a la cte.  $K_b$  el valor de 24. Del cual reemplazando los valores encontramos el valor del burden:

$$B=1.524 \text{ m.}$$

Para el cálculo del espaciamiento  $E$  se tiene la siguiente fórmula:

$$E = BxK_e$$

Determinación de la constante $K_e$	
$K_e=2$	Para Iniciación de Taladros Simultáneos
$K_e=1$	Para Taladros Secuenciados con Retardos Largos
$K_e=1.2$ a 1.8	Para Taladros Secuenciados con Retardos Cortos

La voladura emplea taladros secuenciados con retardos cortos dando un valor de 1.1 a la constante  $K_e$ , obteniendo así el valor del espaciamento:

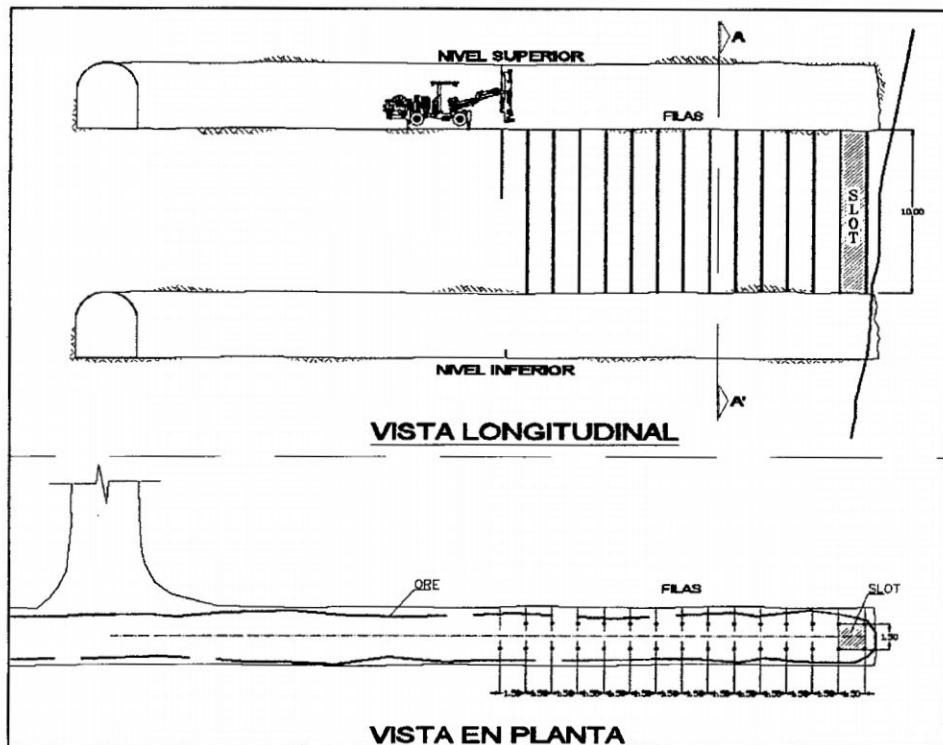
$$E=1.676 \text{ m.}$$

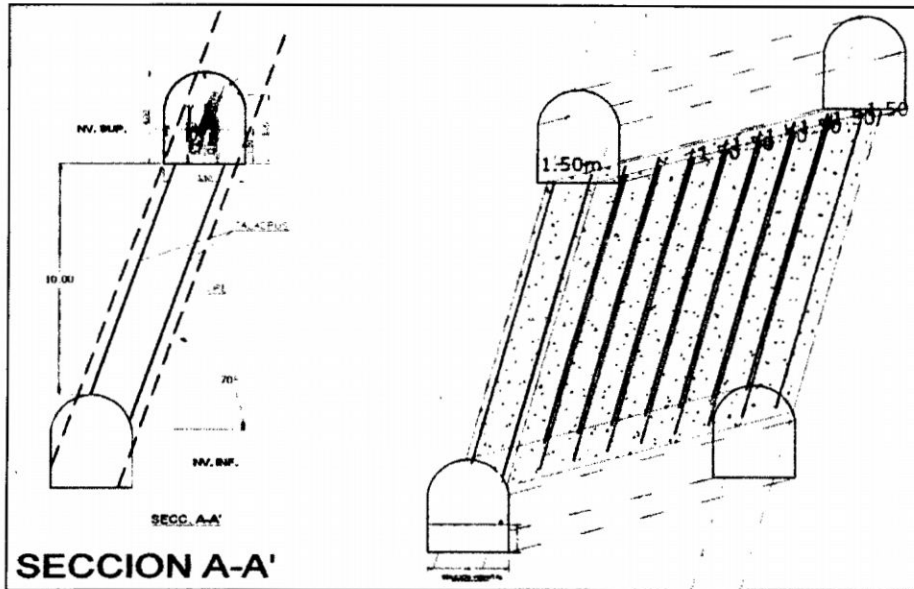
El cálculo de la longitud del taco, se toma la siguiente relación cuyo valor de la constante está entre los 0.7 a 1.6, al cual le asignaremos un valor de 0.7.

$$T = K_t \times B$$

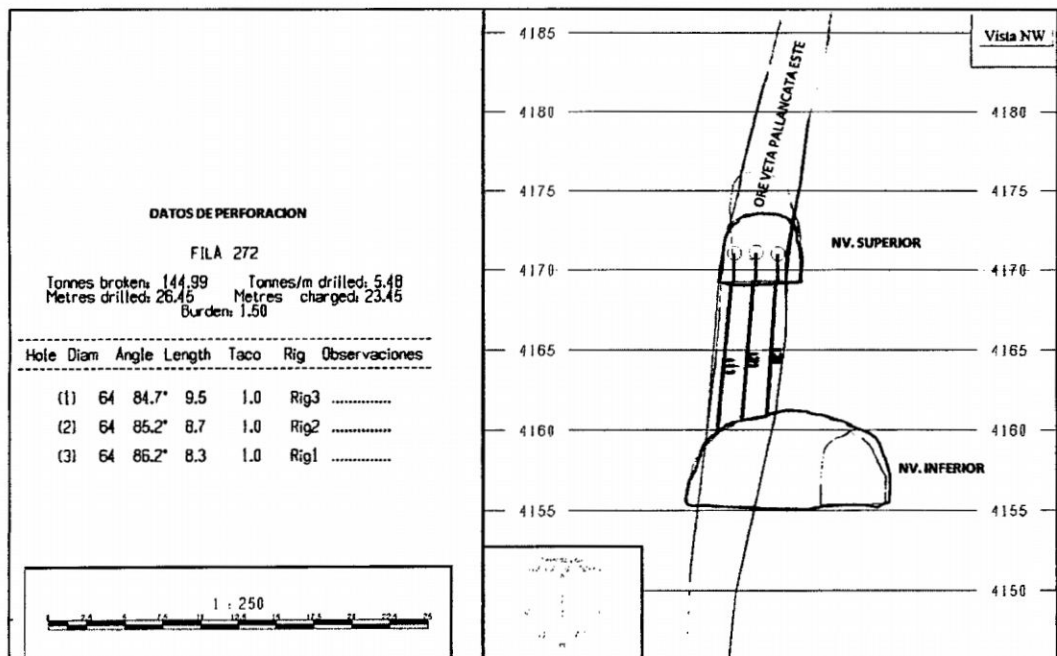
$$T = 1.066 \text{ m.}$$

Los resultados reflejan con el análisis práctico de la malla verificando la fragmentación adecuada a los 30 cm. Los diseños presentan taladros pasantes y ciegos, dicho ello los taladros pasantes serán asumidos como dos superficies de carguío, es decir un taco de la misma longitud para cada lado. Los parámetros de diseño de malla determinan un Burden de 1.5 m., un Espaciamento de 1.5 m. y un taco de 1.0 m. el cual se debe aplicar en el diseño. A continuación mostramos la perforación en Bench and Fill.







Para el diseño de la malla de perforación se utiliza el entorno del MineSight mediante el aplicativo Ring Design, módulo para diseño de mallas, el cual presenta un esquema estándar con vista de acuerdo a la sección de la fila de perforación, con vista hacia el tope de la labor o en la orientación de la secuencia de perforación, también se muestra los detalles y datos de los taladros para campo en la ejecución de la perforación como se muestra en la siguiente figura:



A continuación se detallan los parámetros de operación de los equipos de perforación para taladros largos, aplicados para los métodos de minado en la Unidad Pallancata, que son Bench and Fill (BF), y Subniveles Ascendentes con Relleno Cementado (SARC):

<b>Stope Master – Boart Longyear</b>			
		<b>Stope Master I</b>	
		<b>Características del equipo:</b>	
		<b>CMB</b>	
Marca		Boart Longyear	
Modelo		Stope master HX	
Año de producción		2008	
Denominación en la Unidad		Stope master I	
Perforadora		COP 1838 (Atlas)	Cambiada
Accionamiento		Electro-Hidráulico	
Potencia instalada		56 KW (75hp)	
Voltaje		460 VCA	
Ciclos		60 Hz	
Barras de perforación usadas		1.20m (4') ó 1.50m (5')	
Brocas de botones		64 mm	
Peso total de la máquina		95 tn	
Máx. velocidad de transporte		2.5 km/h	
Altura de la viga		3.00m	Cambiada
Ancho del equipo		1.50m	
<b>Características de perforación</b>			
<b>Presiones de perforación</b>		<b>Unidad (bares)</b>	
Presión de Rotación:		[75-80]	
Presión de Avance:		[0-60]	
Presión de Percusión:		[140-150]	
<b>Rendimiento</b>			
(mp/hr)	(mp/día)		
Rango 30-45	Rango 270-405		

<b>Boomer T1D (Simba)</b>		
		<b>SIMBA 281 - I</b>
		<b>Características del equipo:</b>
		<b>CMB</b>
Marca		Atlas Copco
Modelo		Jumbo RB 281
Denominación en la Unidad		Simba 281 - I
Perforadora		COP 1838
Accionamiento		Electro-Hidráulico
Barras de perforación usadas		1.20m (4') ó 1.50m (5')
Brocas de botones		64 mm
Altura de la viga		3.00m
Ancho del equipo		1.50m
<b>Características de perforación</b>		
<b>Presiones de perforación</b>		<b>Unidad (bares)</b>
Presión de Rotación:		[45-60]
Presión de Avance:		[0-60]
Presión de Percusión:		[150-170]
<b>Rendimiento</b>		
(mp/hr)	(mp/día)	
Rango 25-35	Rango 225-315	
Observación: El Simba 281-I es un jumbo adaptado para hacer perforaciones verticales.		



### 3.3.2 VOLADURA

Etapa muy importante dentro de las operaciones unitarias, donde se produce la reacción explosiva, es importante realizar la buena distribución de carga en cada columna de los taladros, como vimos en el ítem de cálculo de malla nuestros parámetros de carguío resulto un taco de 1.0 m. de longitud de material no volátil (yute), un sistema de amarre y secuenciado en geometría trapezoidal con retardos cortos para evitar una proyección mayor al frente donde se encuentra el material de relleno, evitando así la contaminación del mineral:

Adicionalmente las zonas rellenas en el ciclo de voladura son cubiertas con material de polipropileno los largo de todo el talud que forma con la subnivel primario del tajeo en explotación.

El Anfo Examon P cuya utilización fue elegida por nuestro terreno seco, tener un buen grado de confinamiento por la utilización de tubos PVC para evitar estancamiento y/o estrangulamiento de taladros, así mismo emulsiones de 3000 y 5000 que aseguren la iniciación de los taladros por secuenciamiento corto

#### EXAMON P

TIPO	Unidades	Valores
DENSIDAD	g/cm <sup>3</sup> (*)	0,8
DENSIDAD COMPACTADA	g/cm <sup>3</sup>	0,95
VELOCIDAD DE DETONACION	m/s	2400-4800
ENERGIA RELATIVA POR PESO	%	110
ENERGIA RELATIVA POR VOLUMEN	%	115
PRESION DE DETONACION	Kbar	50
VIDA UTIL	meses	12
RESISTENCIA AL AGUA	pobre	

## EMULSIONES ENCARTUCHADAS

TIPO	Unidades	2000		
DENSIDAD RELATIVA	g/cm <sup>3</sup>	1,15	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACION (*)	m/s	5000	5700	5500
PRESION DE DETONACION	Kbar	72	93	88
ENERGIA	Kcal/Kg	780	920	1010
VOLUMEN DE GASES	mol	42	39	38
POTENCIA RELATIVA EN PESO (**)	%	83	145	155
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN (**)	%	115	145	155
RESISTENCIA ALAGUA	-	EXCELENTE		
CATEGORIA DE	-	PRIMERA		
SENSIBILIDAD DE DETONACION	-	N 8		

(\*) VELOCIDAD DE DETONACION EN MEDIO CONFINADO DE 1 1/2" DE DIAMETRO

(\*\*) POTENCIA RELATIVA AL ANFO DE POTENCIA CONVENCIONAL DE 100

## FANEL ESTANDAR

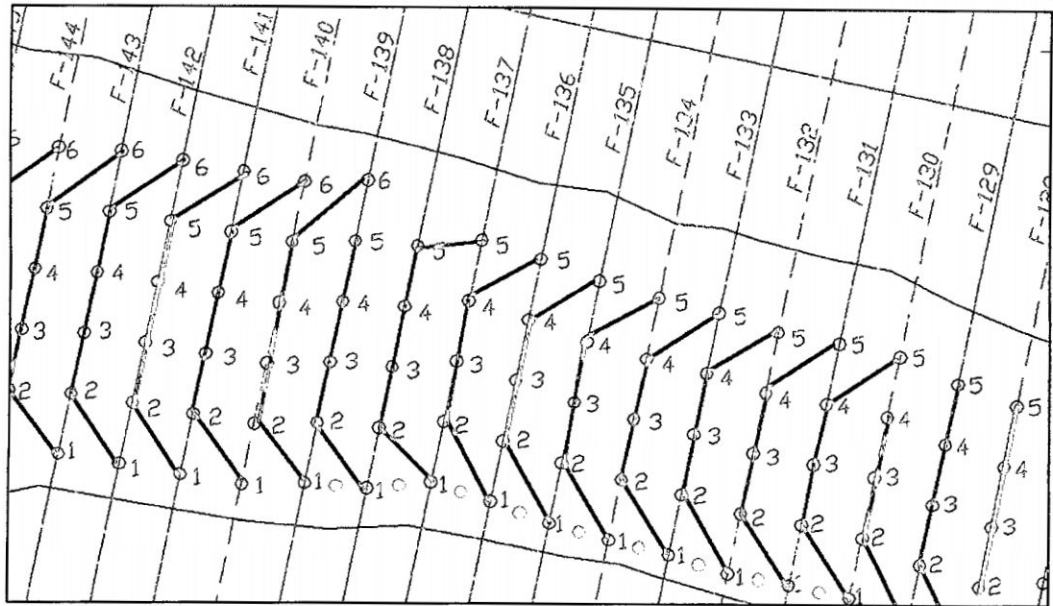
MANGUERA	
MATERIAL	TERMO PLASTICA FLEXIBLE Y GRAN RESISTENCIA MECANICA
DIAMETRO EXTERNO	mm 3
DIAMETRO INTERNO	mm 1,2
VELOCIDAD DE PROPAGACION DE ONDA	m/seg. 2000+-10%
FULMINANTE	
DIAMETRO DEL FULMINANTE	mm 73
LONGITUD DEL FULMINANTE	mm 60-68-88-92
VOLUMEN DE TRAUZL	cm <sup>3</sup> 34
PRUEBA DE FUERZA O ESOPHO	m 11
LONGITUD DE FABRICA	m 2.6 - 2.8 - 3.2 - 4.0 - 4.8 - 6 - 10 - 18 - 20
TIPO	
PERIODO CORTO (P C)	MANGUERA DE COLOR ROJO
Milisegundos	
PERIODO LARGO (P L) Medio segundo	MANGUERA DE COLOR AMARILLO

## CORDON DETONANTE

TIPO	Unidades	3P	3 PE	5P	5 PE
PESO DEL NUCLEO EXPLOSIVO	g/m	4	4	5	5
	g/pie	20	20	25	25
RESISTENCIA A LA TRACCION	Kg.	70	70	60	70
	Lb.	132	154	132	154
VELOCIDAD PROMEDIO DE DETONACION	m/s	6,800	6,800	7,000	7,000
	pies/s	22,300	22,300	22,300	22,300

CARMEX	
DEL FULMINANTE VER FULMINANTE N 3	
DE LA MECHA DE SEGURIDAD	
COLOR	VERDE
RESISTENCIA A LA TENSION DURANTE 3 MINUTOS	Kg. 30
LONGITUD MAS COMUNES DE FABRICACION (*)	m 2,1 2,4 2,7
* OTRAS LONGITUDES SOLICITUD DEL CLIENTE	pies 7 8 9
DEL CONECTOR	
CARGA DEL MATERIAL PIROTECNICO	g. 0,5
DEL BLOCK DE SUJECION LONGITUD TOTAL	mm 14

Para nuestra columna de carga se considera 3 emulsiones distribuidas, fanel de 12 m. de longitud, todas ellas unidas a su retardo y carmex que finalmente mediante una mecha rápida se unen en secuenciamiento 3, 2, 1, 1, 2, 3 (de hastial a hastial) para la primera fila



Este cálculo se tomó como base los parámetros calculados en el ítem de cálculo de malla, así mismo para el cálculo de los indicadores se considero 3 grupos de análisis en consumo de agentes y accesorios de voladura, los datos obtenidos fueron comparados con el apoyo del software Minesight para la simulación teórica y comprobación de los resultados.

Características	Unidad	Proyecto
Diámetro Taladro	mm.	64,00
Diámetro carga	mm.	56,00
burden	m.	1,50
espaciamiento	m.	1,60
taco	m.	1,00
nro. de taladros cargados	und.	35,00
Toneladas a romper (long*ancho*altura*p.e)	tn.	1.500,00
Taladro promedio	m.	8,00
Taco promedio	m.	1,00
Longitud promedio de emulsión	m.	0,85
Longitud de carga	m.	215,25
Explosivo utilizado	Kg.	380,60
Razón lineal de carga	Kg./m.	1,77
Factor de potencia	Kg./Tn.	0,25



### 3.3.3 SOSTENIMIENTO

El sostenimiento de las labores subterráneas en la unidad Pallancata se determina según el tipo de labor y el tipo de roca. Para esto se usa el Sistema de Clasificación Geomecánica GSI (Geological Strength Index), el cual es un sistema práctico que se determina con el fracturamiento de la roca y su resistencia obtenida a partir de golpes con picota.

La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de roca intacta y también, de la libertad de estos para girar o desplazarse bajo distintas condiciones de esfuerzo. Esta libertad de movimiento está controlada por el perfil geométrico de los trozos o bloques de roca intacta, así como también, por la condición que separan dichos trozos o bloques. La estabilidad de la roca circundante a una excavación simple como un tajeo, una galería, un crucero, una rampa, etc. depende de los esfuerzos y de las condiciones estructurales de la masa rocosa detrás de los bordes de la abertura. Las inestabilidades locales son controladas por los cambios locales en los esfuerzos, por la presencia de rasgos estructurales y por la cantidad de daño causado a la masa rocosa por la voladura. En esta escala local, el sostenimiento es muy importante porque resuelve el problema de la estructura de la masa rocosa y de los esfuerzos, controlando el movimiento y reduciendo la posibilidad de falla en los bordes de la excavación.

Actualmente en la Unidad se están usando las tablas modificadas del sistema GSI, las cuales determinan el tipo de sostenimiento empleado en las labores de avance y explotación; considerando tipos de sostenimiento pasivo y activo; para su determinación se usan el sistema GSI, las cuales usan los siguientes criterios de evaluación:



- Fracturamiento
- Resistencia
- Condición de Fracturas

Estos criterios de evaluación se reflejan en los siguientes cuadros estándar empleados en la Unidad Pallancata:

El ejemplo considera 10 fracturas por metro, se rompe con un golpe de picota y tiene fracturas cerradas. Lo que se hace es ubicar cada uno de estos datos en la tabla geomecánica de la siguiente manera

El número de fracturas es ubicado en cada cuadro según corresponda al rango que se ubica en la parte inferior de estos.

REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA)  
DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA  
LIGERAMENTE ABIERTAS. (R<sub>c</sub> 50 A 100 MPa)  
(SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)

El número de fracturas es ubicado en cada cuadro según corresponda al rango que se ubica en la parte inferior de estos.

MODERADAMENTE FRACTURADA.  
MUY BIEN TRABADA, NO  
DISTURBADA. BLOQUES  
CUBICOS FORMADOS POR  
TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES.  
(R<sub>0D</sub> 50 - 75)  
(6 A 12 FRACT. POR METRO)

CARACTERÍSTICAS DEL MACRO RECORRIDO SEGUN SU MODIFICADO	CONDICIONES DE RESISTENCIA				
	100% R <sub>0D</sub> = 115 - 133 MPa	75% R <sub>0D</sub> = 100 - 115 MPa	50% R <sub>0D</sub> = 85 - 100 MPa	25% R <sub>0D</sub> = 70 - 85 MPa	10% R <sub>0D</sub> = 55 - 70 MPa
<b>ESTRUCTURA</b>					
LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A CINCO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES LISAS. TENDENCIA ENTRE 5. (R <sub>0D</sub> 75 - 100) (1 A 6 FRACT. POR METRO) (R <sub>0D</sub> = 115 - 133 MPa)	F75B	F75	F75	F75	F75P
MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (R <sub>0D</sub> 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)	F50B	F50	F50	F50	F50P
BIEN FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (R <sub>0D</sub> 25 - 50) (1 A 20 FRACT. POR METRO)	F25B	F25	F25	F25	F25P
IRREGULARMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAS. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (R <sub>0D</sub> 10 - 25 FRACT. POR METRO)	F10B	F10	F10	F10	F10P
SHATTERED O BROTEN. LEVEMENTE TRABADA. MUY BIEN TRABADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (R <sub>0D</sub> 5 - 10 FRACT. POR METRO)	S10B	S10	S10	S10	S10P

Lo que se hace es cruzar la fila y la columna ubicada en la Tabla geomecánica. El cuadro que se ubica en la intersección de estas líneas corresponde a la Clasificación Geomecánica del ejemplo.

F/R

La Roca es F/R

CARACTERÍSTICAS DEL MACRO RECORRIDO SEGUN SU MODIFICADO	CONDICIONES DE RESISTENCIA				
	100% R <sub>0D</sub> = 115 - 133 MPa	75% R <sub>0D</sub> = 100 - 115 MPa	50% R <sub>0D</sub> = 85 - 100 MPa	25% R <sub>0D</sub> = 70 - 85 MPa	10% R <sub>0D</sub> = 55 - 70 MPa
<b>ESTRUCTURA</b>					
LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A CINCO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES LISAS. TENDENCIA ENTRE 5. (R <sub>0D</sub> 75 - 100) (1 A 6 FRACT. POR METRO) (R <sub>0D</sub> = 115 - 133 MPa)	F75B	F75	F75	F75	F75P
MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (R <sub>0D</sub> 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)	F50B	F50	F50	F50	F50P
BIEN FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (R <sub>0D</sub> 25 - 50) (1 A 20 FRACT. POR METRO)	F25B	F25	F25	F25	F25P
IRREGULARMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAS. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (R <sub>0D</sub> 10 - 25 FRACT. POR METRO)	F10B	F10	F10	F10	F10P
SHATTERED O BROTEN. LEVEMENTE TRABADA. MUY BIEN TRABADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (R <sub>0D</sub> 5 - 10 FRACT. POR METRO)	S10B	S10	S10	S10	S10P



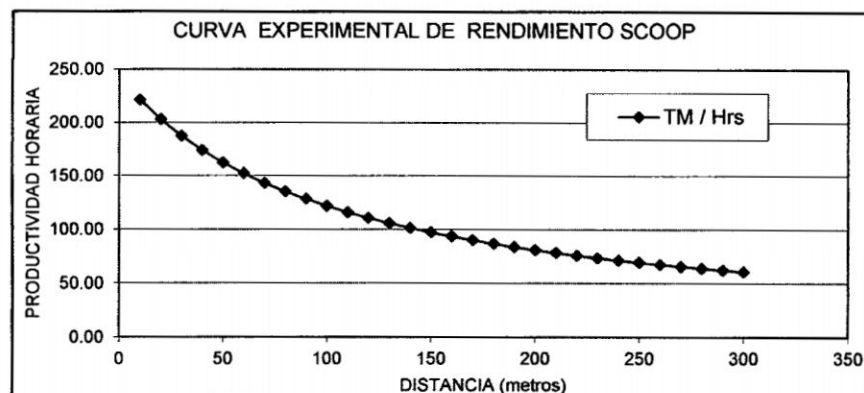




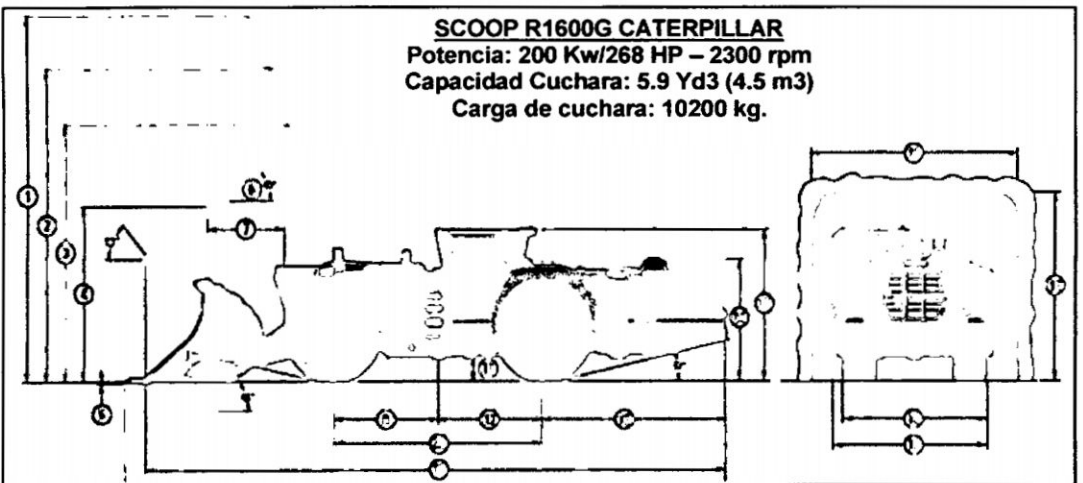
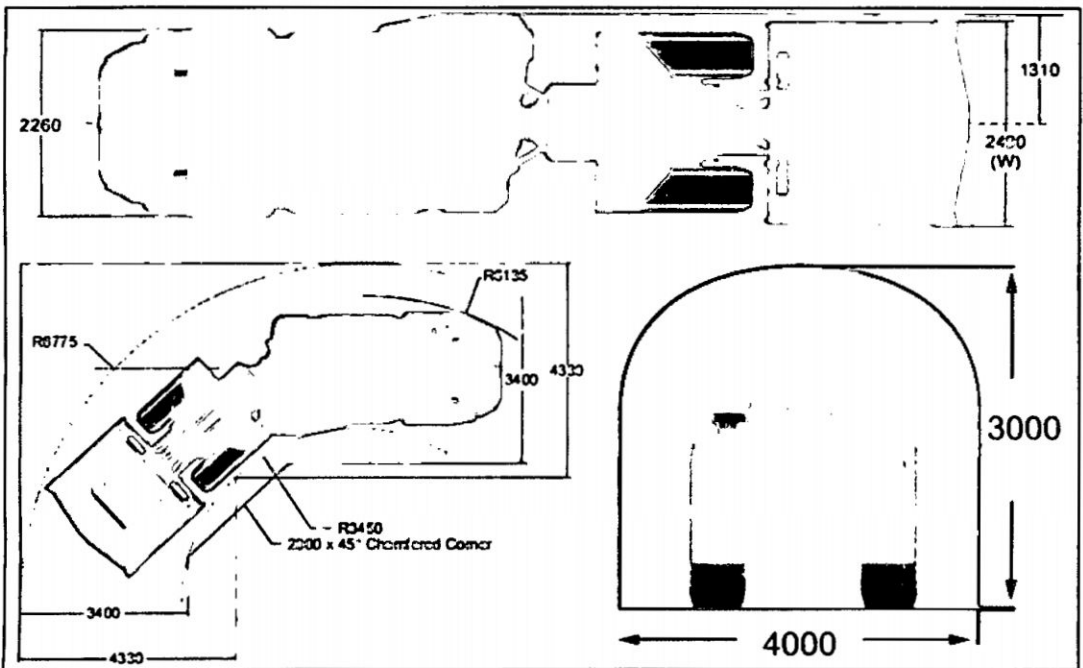
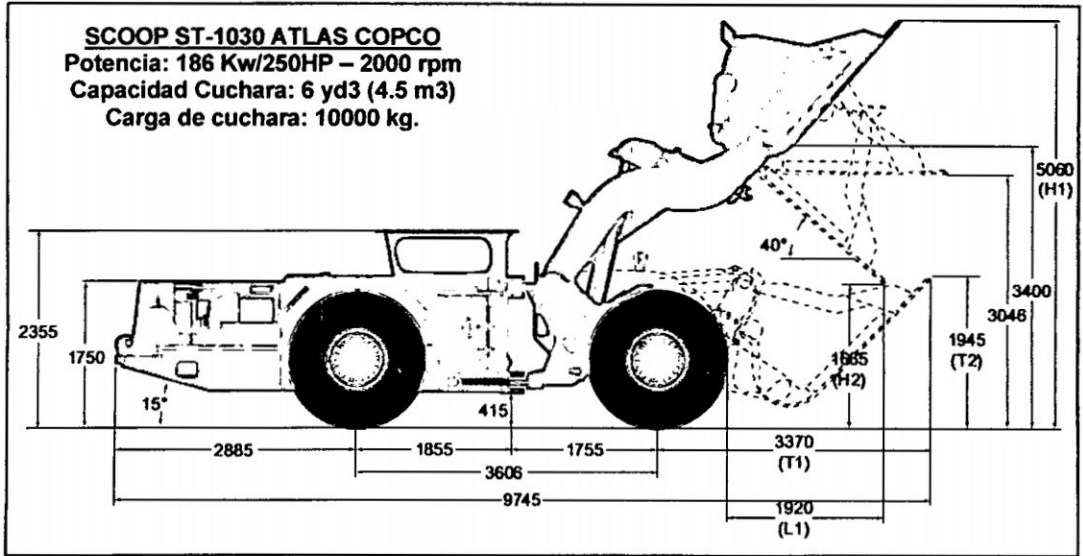
### 3.3.4 LIMPIEZA

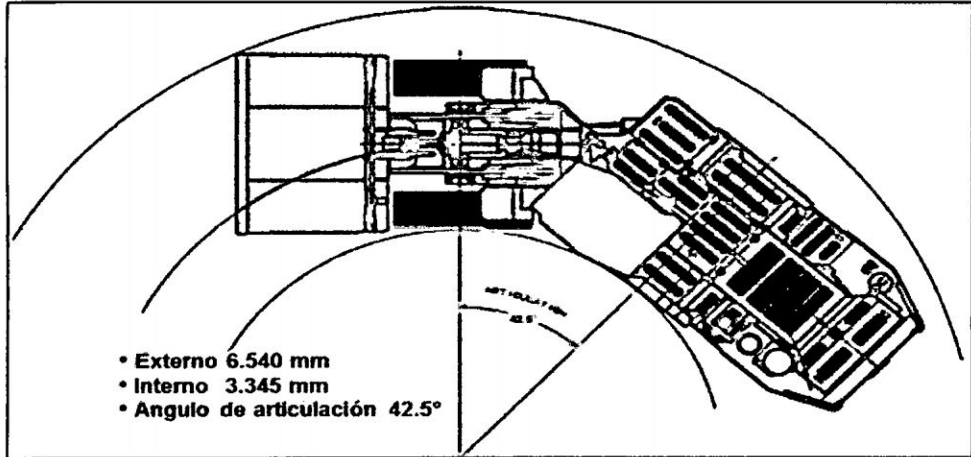
La operación de acarreo y carguío de mineral-desmonte se efectúa con equipos scooptram de 6 yd<sup>3</sup> y 4 yd<sup>3</sup> con instalación de telemando (control remoto), como el mineral roto que cae por gravedad en la galería primaria es evacuado desde el by pass, donde es llevado hacia los ore pass o hacia las cámaras de carguío para que el mineral sea cargado en los volquetes FM-12 Volvo, de capacidad 25 toneladas. En el diseño de explotación para el minado por subniveles con taladros largos se diseñaron by pass como labores de limpiezas y relleno donde, el diseño contempla una distancia de acarreo de 120 m. que de acuerdo a la curva experimental de productividad para este equipo cuenta con un rendimiento de 68 ton/hr. Y distanciadas cada nivel a cámaras de carguío de acuerdo a un estándar (Ver Plano N°3 Anexos)

Una operación como esta cuenta con una flota de equipos para transporte de mineral y desmonte que a su vez por la secuencia y escasas de rutas a elegir se contemplan ventanas de volteo y dos rutas alternativas de ingreso y salida, ello permite minimizar las colas por encuentros entre equipos.

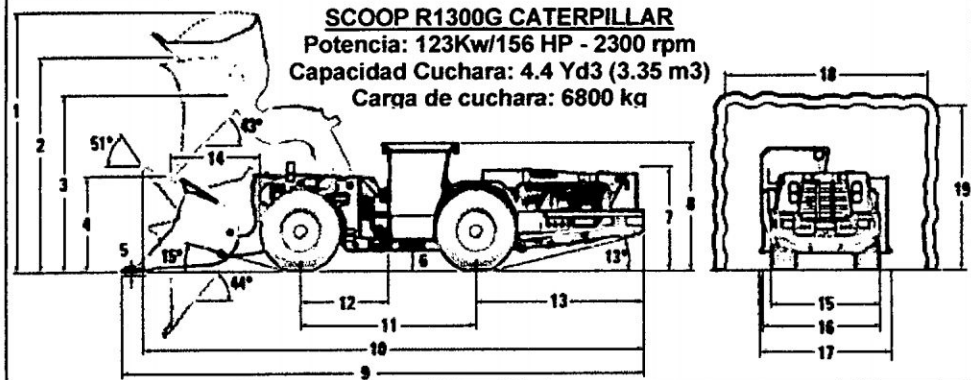


Las principales características de operación y dimensiones para los equipos de limpieza se muestran a continuación:





	227-4362 <sup>2</sup>	(Cucharón estándar)	227-4364	227-4365 <sup>2</sup>	Cucharón estándar
Capacidad del cucharón	4,2 m <sup>3</sup> (5,5 yd <sup>3</sup> )	4,8 m <sup>3</sup> (6,3 yd <sup>3</sup> )	5,8 m <sup>3</sup> (7,3 yd <sup>3</sup> )	5,9 m <sup>3</sup> (7,3 yd <sup>3</sup> )	4,8 m <sup>3</sup> (6,3 yd <sup>3</sup> )
Ancho de cucharón sobre la cuchilla	2.600 mm (8'6")	2.600 mm (8'6")	2.600 mm (8'6")	2.900 mm (9'6")	2.600 mm (8'6")
1 Altura total con el cucharón levantado	5.114 mm (16'9")	5.204 mm (17'1")	5.282 mm (17'4")	5.242 mm (17'2")	5.285 mm (17'6")
2 Máxima altura de descarga	4.487 mm (14'7")	4.487 mm (14'7")	4.487 mm (14'7")	4.487 mm (14'7")	4.585 mm (15')
3 Altura del pasador del cucharón a altura máxima de levantamiento	3.752 mm (12'3")	3.752 mm (12'3")	3.752 mm (12'3")	3.752 mm (12'2")	3.752 mm (12'2")
4 Espacio libre de descarga a altura máxima de levantamiento	2.211 mm (7'7")	2.207 mm (7'3")	2.042 mm (6'8")	2.114 mm (6'11")	2.120 mm (6'11")
5 Profundidad de excavación	28 mm (1")	29 mm (2")	54 mm (2")	45 mm (2")	47 mm (2")
6 Angulo de descarga a altura máxima de levantamiento	45°	45°	45°	45°	45°
7 Alcance	1.204 mm (4'3")	1.408 mm (4'7")	1.573 mm (5'2")	1.504 mm (4'11")	1.435 mm (4'11")
8 Distancia de la línea de centro del eje delantero a la línea de centro del enganche	1.768 mm (5'7")	1.768 mm (5'7")	1.768 mm (5'7")	1.768 mm (5'7")	1.768 mm (5'7")
9 Longitud total (excavación)	9.955 mm (32'8")	10.107 mm (33'2")	10.247 mm (33'11")	10.243 mm (33'7")	10.223 mm (33'7")
10 Longitud total (empuje)	9.619 mm (31'7")	9.711 mm (31'10")	9.853 mm (32'4")	9.790 mm (32'1")	9.948 mm (32'8")
11 Espacio libre sobre el suelo	344 mm (1'6")	344 mm (1'6")	344 mm (1'6")	344 mm (1'6")	344 mm (1'6")
12 Distancia de la línea de centro del eje trasero a la línea de centro del enganche	1.768 mm (5'9")	1.768 mm (5'9")	1.768 mm (5'9")	1.768 mm (5'9")	1.768 mm (5'9")
13 Longitud desde el eje trasero hasta el paracaídas	3.055 mm (10')	3.055 mm (10')	3.055 mm (10')	3.055 mm (10')	3.055 mm (10')
14 Altura hasta la parte superior del capó	1.895 mm (6'3")	1.895 mm (6'3")	1.895 mm (6'3")	1.895 mm (6'3")	1.895 mm (6'3")
15 Altura hasta la parte superior de la estructura ROPS	2.400 mm (7'11")	2.400 mm (7'11")	2.400 mm (7'11")	2.400 mm (7'11")	2.400 mm (7'11")
16 Ancho libre del taller*	3.500 mm (11'6")	3.500 mm (11'6")	3.500 mm (11'6")	3.500 mm (11'6")	3.500 mm (11'6")
17 Altura libre del taller**	3.000 mm (9'10")	3.000 mm (9'10")	3.000 mm (9'10")	3.000 mm (9'10")	3.000 mm (9'10")
18 Ancho total de los neumáticos	2.400 mm (7'11")	2.400 mm (7'11")	2.400 mm (7'11")	2.400 mm (7'11")	2.400 mm (7'11")
19 Ancho total, excluido el cucharón	2.564 mm (8'5")	2.564 mm (8'5")	2.564 mm (8'5")	2.564 mm (8'5")	2.564 mm (8'5")
20 Ancho total, incluido el cucharón	2.723 mm (8'11")	2.723 mm (8'11")	2.723 mm (8'11")	2.818 mm (9'11")	2.723 mm (8'11")
21 Distancia entre ejes	3.536 mm (11'7")	3.536 mm (11'7")	3.536 mm (11'7")	3.536 mm (11'7")	3.536 mm (11'7")



	Dump Bucket	Dump Bucket	Dump Bucket	Dump Bucket	Ejector Bucket
Bucket Capacity	2.4 m <sup>3</sup> 3.1 yd <sup>3</sup>	2.8 m <sup>3</sup> 3.7 yd <sup>3</sup>	3.1 m <sup>3</sup> 4.1 yd <sup>3</sup>	3.4 m <sup>3</sup> 4.4 yd <sup>3</sup>	2.4 m <sup>3</sup> 3.1 yd <sup>3</sup>
Bucket Width over Cutting Edge	mm in	mm in	mm in	mm in	mm in
1 Height - Bucket Raised	4234 166.7	4302 169.4	4302 169.4	4302 169.4	4302 169.4
2 Height - Max Dump	3550 139.8	3531 139.0	3531 139.0	3531 139.0	3579 140.9
3 Height - Max Lift Bucket Pin	2918 114.9	2918 114.9	2918 114.9	2918 114.9	2918 114.9
4 Height - Dump Clearance at Max Lift	1664 65.5	1560 61.4	1560 61.4	1563 61.5	1561 61.5
5 Height - Digging Depth	26 1.0	36 1.4	34 1.3	36 1.4	36 1.4
6 Height - Ground Clearance	328 12.9	328 12.9	328 12.9	328 12.9	328 12.9
7 Height - Top of Hood	1628 64.1	1628 64.1	1628 64.1	1628 64.1	1628 64.1
8 Height - Top of ROPS	2120 83.5	2120 83.5	2120 83.5	2120 83.5	2120 83.5
9 Length - Overall (Digging)	8943 352.1	9101 358.3	9107 358.5	9095 358.1	9095 358.1
10 Length - Overall (Travelling)	8613 339.1	8707 342.2	8714 343.1	8704 342.7	8704 342.7
11 Length - Wheelbase	3050 120.1	3050 120.1	3050 120.1	3050 120.1	3050 120.1
12 Length - Front Axle to Hitch	1525 60.0	1525 60.0	1525 60.0	1525 60.0	1525 60.0
13 Length - Rear Axle to Bumper	2932 115.4	2932 115.4	2932 115.4	2932 115.4	2932 115.4
14 Length - Reach	1476 58.1	1508 62.5	1583 62.3	1584 62.4	1584 62.4
15 Width - Overall Tire	1909 74.8	1909 74.8	1909 74.8	1909 74.8	1909 74.8
16 Width - Machine with Bucket	2155 84.8	2185 86.0	2381 93.7	2518 99.1	2318 91.3
17 Width - Machine without Bucket	2071 81.5	2071 81.5	2071 81.5	2071 81.5	2071 81.5
18 Recommended Clearance Width	3000 118.1	3000 118.1	3000 118.1	3000 118.1	3000 118.1
19 Recommended Clearance Height	2891 110.2	2891 110.2	2891 110.2	2891 110.2	2891 110.2

### 3.3.5 RELLENO

El relleno de encuentra clasificado en relleno detrítico y relleno en pasta, que va de acuerdo al método de minado empleado en las operaciones mineras, a la vez está diversificado en función a las zonas de explotación, en el siguiente cuadro se muestra la distribución del tipo de relleno de acuerdo a las zonas y método:

TIPO DE RELLENO	ZONA	METODO DE MINADO	INCIDENCIA DE RELLENO	INCIDENCIA POR TIPO
DETRITICO	RANICHICO	CRM	18%	100%
		BF	50%	
	ESTE	CRM	16%	
		CRM	16%	
PASTA PALL	OESTE	BF	15%	100%
		SARC	65%	
	CENTRAL	BF	20%	

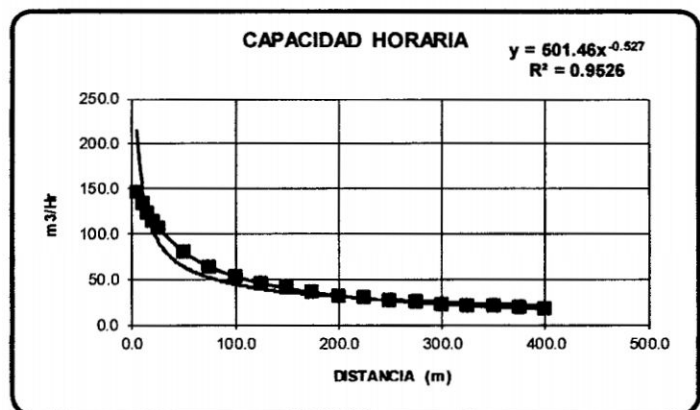
Nuestra operación para el proceso de relleno de tajos contara con la flota actual de equipos scooptram diesel de 6.0 yd<sup>3</sup> con la única diferencia que se instalará a cada equipo un sistema de control remoto (telemando); el requerimiento del número de equipos de limpieza y relleno se detallara en el ítem de demanda de equipos para limpieza y relleno. A continuación se muestra el análisis de relleno detrítico y en pasta para la producción de 3000 toneladas por día.

#### RENDIMIENTO EQUIPOS

##### SCOOP :

Capacidad Scoop	6.0	Yd <sup>3</sup>
T Cuchareo	0.5	min
T vaciado y tendido	1	min
Distancia	150	m
Velocidad Equipo	66.67	m/min
Horas efect/Gdia	6.5	hr/gdia
Nº de viajes /Gdia	65.0	unid
m <sup>3</sup> /Viaje	4	m <sup>3</sup>
m <sup>3</sup> /gdia	260.01	m <sup>3</sup>
<b>m<sup>3</sup>/semana</b>	<b>1,790.13</b>	<b>m<sup>3</sup></b>
m <sup>3</sup> /mes	15,080.57	m <sup>3</sup>

##### RENDIMIENTO :



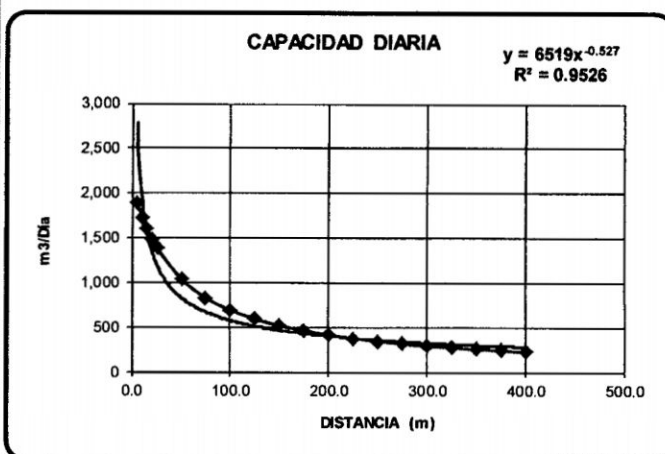
#### **CAPACIDAD HORARIA PROYECTADA**

FACTOR 1	501.46
FACTOR 2	-0.5269
DISTANCIA (X)	150.00

**RENDIMIENTO 35.781 m<sup>3</sup>**



DISTANCIA (m)	m <sup>3</sup> /Gdia	m <sup>3</sup> /Hr	m <sup>3</sup> /Dia
5.0	945.0	145.4	1,890
10.0	866.0	133.2	1,732
15.0	800.0	123.1	1,600
20.0	742.0	114.2	1,484
25.0	693.0	106.6	1,386
50.0	520.0	80.0	1,040
75.0	416.0	64.0	832
100.0	346.0	53.2	692
125.0	297.0	45.7	594
150.0	260.0	40.0	520
175.0	231.0	35.5	462
200.0	208.0	32.0	416
225.0	189.0	29.1	378
250.0	173.0	26.6	346
275.0	160.0	24.6	320
300.0	148.0	22.8	296
325.0	138.0	21.2	276
350.0	130.0	20.0	260
375.0	122.0	18.8	244
400.0	115.0	17.7	230

**CAPACIDAD DIARIA PROYECTADA**

FACTOR 1	6519
FACTOR 2	-0.5269
DISTANCIA (X)	150.00

**RECHONNEMENTO** 465.186 m<sup>3</sup>

Para el relleno en Pasta se concibe desde el sistema principal de la Planta de Relleno Paste Fill, a través de su línea troncal principal (Ver Plano N° 4 en Anexos).

**CAPACIDAD ACTUAL - PLANTA DE RELLENO PASTE FILL****EQUIPOS**

Dosificador de Cemento	5.5 TM/Hora
Controlador de Agua de Mezcla	20,000 Lt/Hora
Dosificador de Relave	100 TMH/Hora

**PRODUCCION**

50 m<sup>3</sup>/Hora  
700 m<sup>3</sup>/día (considerando 14 Hr. Operación)  
21,000.0 m<sup>3</sup>/mes

**CONDICION DE PRODUCCION****ADMINISTRACION DE MATERIALES**

Cemento Portland Tipo I	0.1 Ton/m <sup>3</sup>	5 Ton/Hora
Agua Interior Mina	280 Lt/m <sup>3</sup>	14,000 Lt/Hora
Relave Desaguado	1.5 TMH/m <sup>3</sup>	75 TMH/Hora

**CARACTERISTICAS FISICAS**

Relación Agua/Cemento	2.8
Contenido de Sólidos	76 %
Densidad	1.86 ton/m <sup>3</sup>
Consistencia (Slump)	7.5 pulgadas



### 3.4 PLANTA DE SHOTCRETE

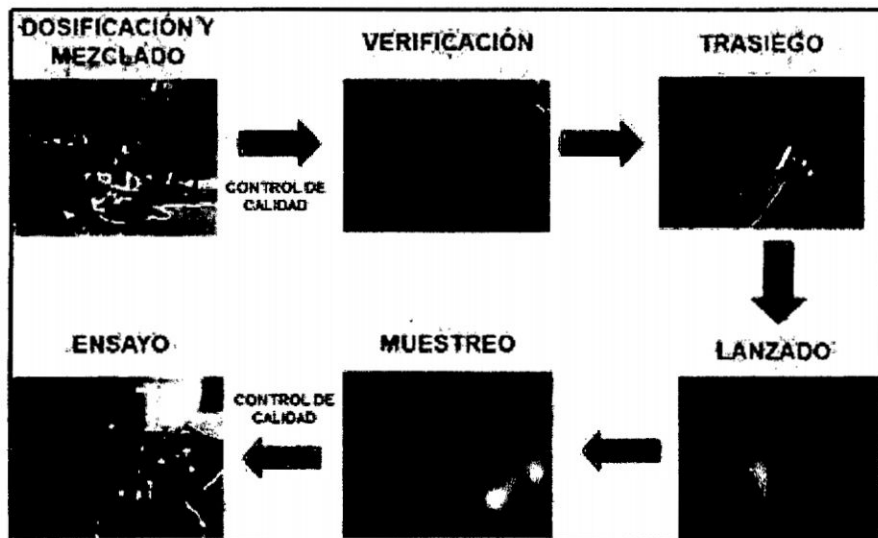
La planta de shotcrete en la Unidad Pallancata es una planta semiautomática, ya que posee cierta autonomía una vez que se han ingresado a su sistema determinados parámetros; por otro lado, es semiautónoma debido a que es necesaria la participación de una persona para completar el proceso de mezclado del concreto.

Esta planta es dirigida por la empresa UNICON y cuenta con una capacidad de 50m<sup>3</sup>/h. Para movilizar el shotcrete que se produce, la planta cuenta con 3 Hurones y 2 Alpha's. Aparte de la planta, UNICON cuenta con un laboratorio para el análisis de la calidad del shotcrete y una zona de capping en la cual se desarrollan los cambios necesarios en los diseños para mejorar el desempeño del concreto lanzado.

La planta cuenta con una tolva primaria de agregados, en la cual se disponen los agregados que se traen desde la cantera Anizo; una tolva secundaria o balanza de agregados donde se pesa la cantidad necesaria de agregados para la mezcla de concreto; un Hopper, en el cual se mezclan los agregados con los materiales provenientes de ambos silos (cemento y filler) y que posteriormente pasará a un mezclador de shotcrete; un tanque de agua, la cual se encuentra entre los 30 y 32 °C para lograr que el concreto alcance una mayor resistencia; dos cilindros de aditivos, los cuales contienen Delvo, tiene por función retardar la fragua y Rheobuild para reducir el uso del agua en la mezcla, conservando las propiedades del cemento; y finalmente, un mezclador de concreto que servirá para combinar todos los componentes del diseño requerido. Los ensayos de calidad son Métodos Normalizados para el ensayo de núcleos de concreto N.T.P. 339.035 / ASTM C-42.

PROPORCIÓN DE MEZCLA		
F'c	25 Mpa	Portland Tipo I - Sol
F'c	28 Mpa	Río Tucsa
Cemento	425 Kg/m <sup>3</sup>	Cantera Quebrada Aniso
Agua	215 Lt/m <sup>3</sup>	Sigunit L30
Agregado	1,496 Kg/m <sup>3</sup>	Sika Fiber LHO 45/35
Acelerante	19 Kg/m <sup>3</sup>	
Fibra Metálica	30 Kg/m <sup>3</sup>	
Densidad Shotcrete	2,185 Kg/m <sup>3</sup>	
Relación Agua/Cemento	0.51	
Humedad de Agregados	6.8 %	
RESISTENCIA OBTENIDA		
3 días	10.49 Mpa	
7 días	25.39 Mpa	
28.0 días	30.87 Mpa	

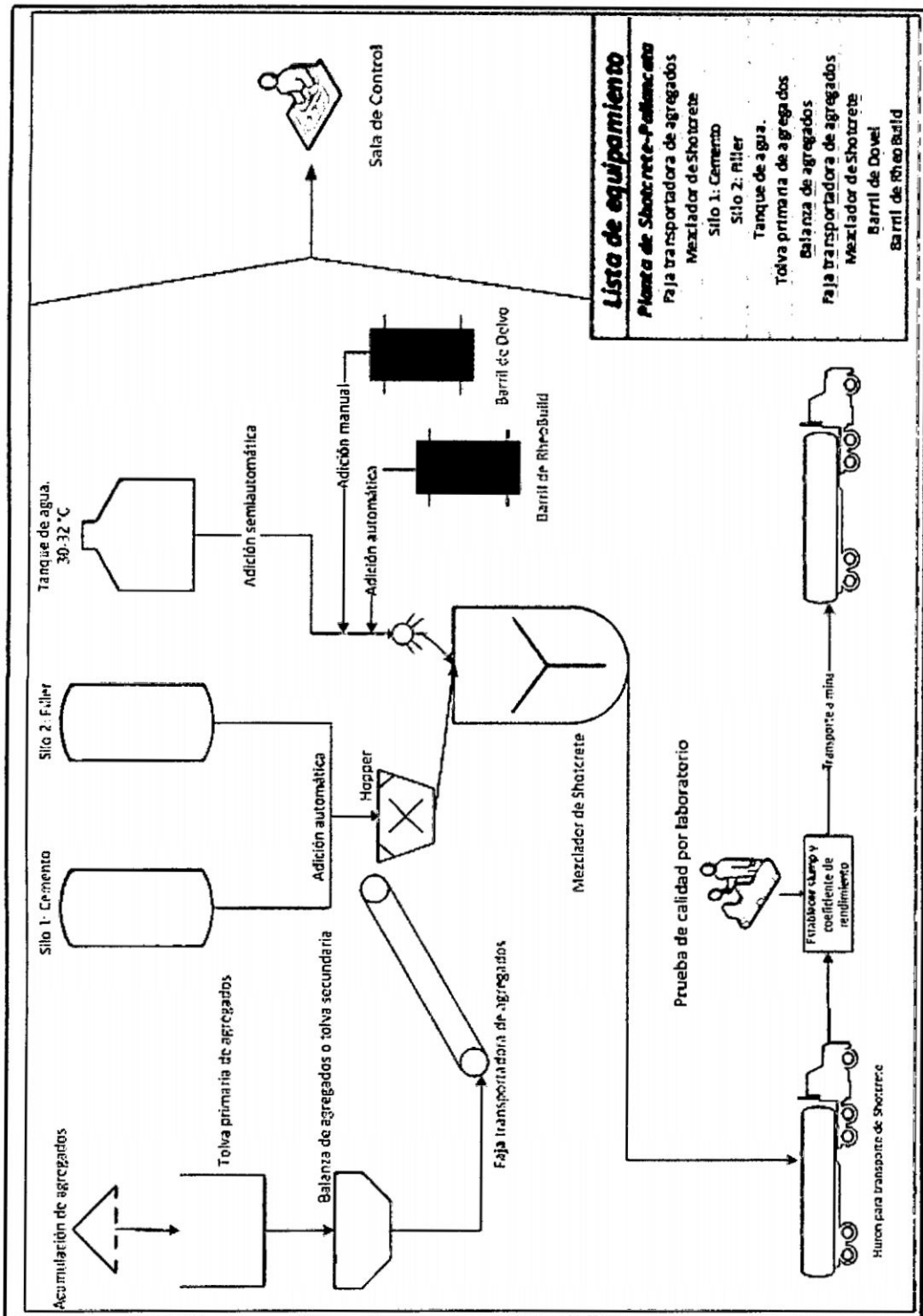
El proceso de aplicación del shotcrete se muestra en el siguiente esquema:



Las pruebas como parte del control de calidad del shotcrete se elaboran con cada guardia de operación y está contemplados ensayos de:

- Humedad del agregado (6%).
- Análisis granulométrico.
- Cono de Abrahms (7" slump).
- Prueba de rendimiento (2.7 2-8 % contenido de aire).
- Ensayo de compresión uniaxial (ASTM C-39, 30.87 Mpa).
- Prueba de rebote (5%).

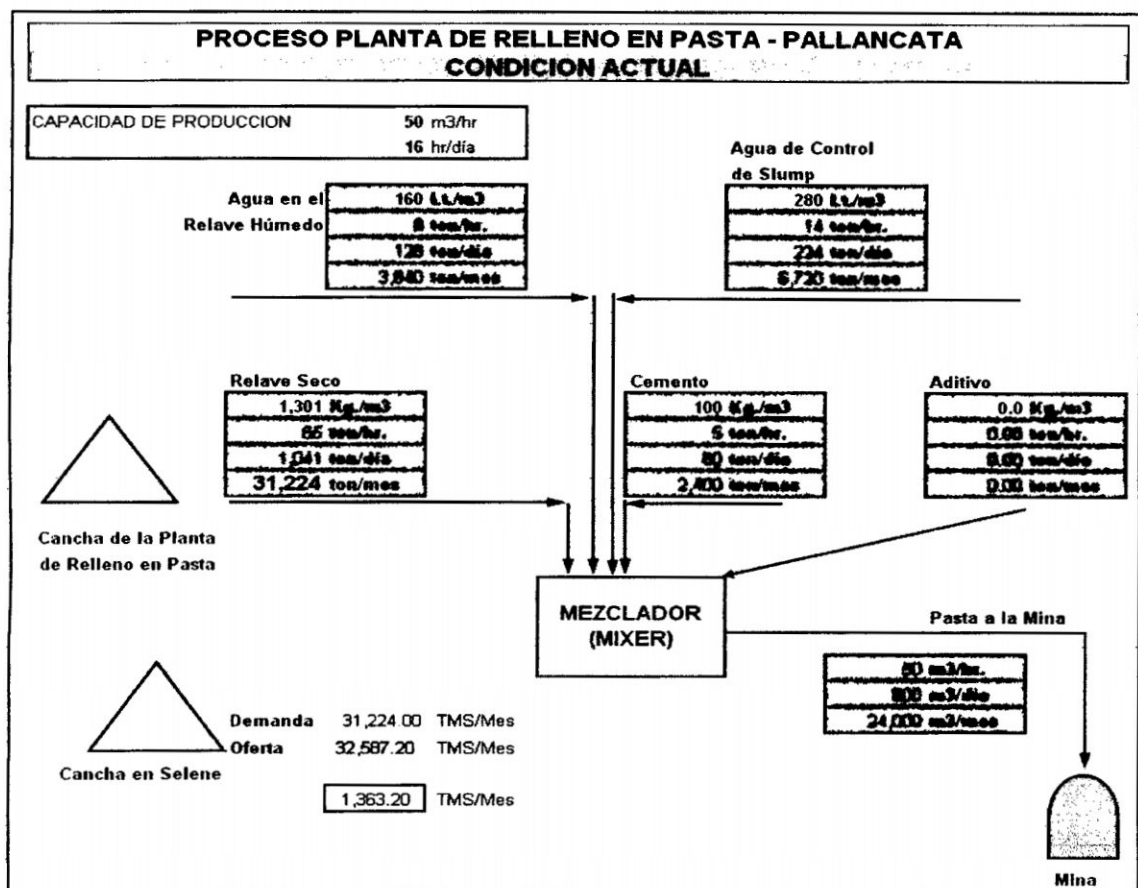
El shotcrete es aplicado principalmente en las labores de tipo infraestructura de Recursos e infraestructura de Operación (Rampas y Cruceros Principales). En la siguiente figura se muestra el flow sheet de operación de la planta de Shotcrete.



### 3.5 PLANTA DE RELLENO EN PASTA

La unidad Pallancata cuenta con una Planta de Relleno en Pasta, es automatizada y cuenta con un sistema de control computarizado a través del sistema PLC, instaladas en todos los puntos de control de alimentación y controles operacionales de suministro, la Planta de Relleno Paste Fill cuenta con capacidad de relleno de 24,000 m<sup>3</sup> al mes, mediante un operación de 50 m<sup>3</sup>/hr. Y con 14 horas en promedio de operación al día. La Planta se ubica en superficie sobre la Zona Central de la operación minera (Ver Plano N°5 en Anexos).

El proceso de relleno en pasta se aplica principalmente al minado SARC (secuencia de minado para minado de tajos transversales), para la recuperación de pilares adyacentes a un block para recuperación y para estabilidad de zonas vacías. El proceso que sigue la alimentación de la planta es como sigue:



PLANTA PASTE FILL			
CARACTERÍSTICAS OPERATIVAS DE PLANTA			
Producción	50 - 60	m <sup>3</sup> /Hr	(16 Horas Operativas)
Aire Alta Presión	90	PSI	
Tubería para Disposición	6	Pulg.	
Presión de Deposición	41,552	PSI	
CARACTERÍSTICAS FÍSICAS PASTE FILL			
Consistencia (Slump)	8	Pulg.	
Densidad	1,870	Kg/m <sup>3</sup>	
Sólidos	77	%	
Resistencia Requerida	0.65	Mpa	(14 días)

El control operacional se manifiesta de acuerdo a un estándar de trabajo en la Planta, que es aplicado por el personal a cargo que opera la planta, para lo cual se lleva el control respectivo referente a:

- Usuario
- Permisivos
- Receta
- Mezcla
- Silos
- Sistema aire comprimido
- Relleno
- Históricos

#### Control de Calidad Paste Fill

- Slump (6-7 pulg.)
- Testigos (6"x12")
- Humedad Relativa (80%)
- Temperatura (14°C)

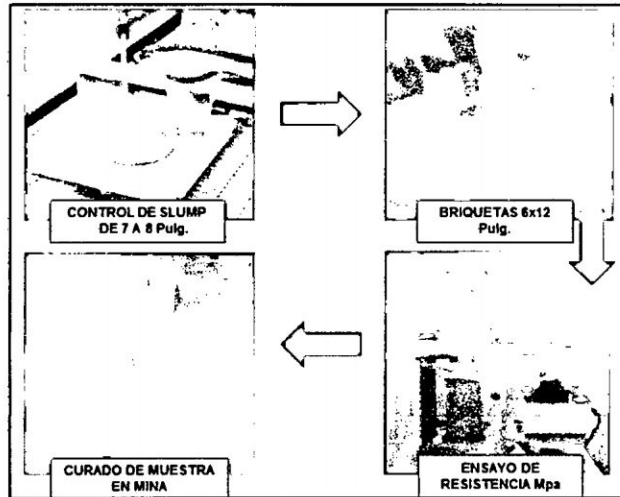
El curado se efectúa en interior mina hasta dar las condiciones físicas de humedad y temperatura.

De acuerdo a los ensayos realizados en el laboratorio de la unidad Pallancata, se ha determinado la resistencia a los 14 días, de 0.65 Mpa, que permite el minado contiguo a la zona rellena para el minado SARC, el cual sigue una secuencia de paneles primarios y secundarios después del ciclo de relleno en pasta después del tiempo determinado (14 días).

Cabe señalar que los ensayos realizados garantizan la estabilidad en la zona de trabajo y por ende el factor de seguridad es superior a 1.3 en estos tajeos.



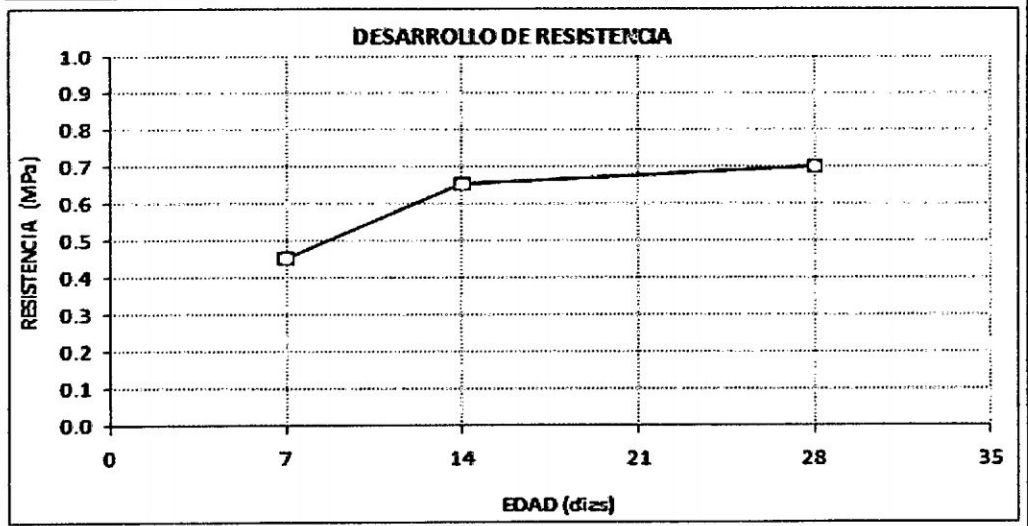
El proceso de control operacional y control de calidad del relleno en pasta, se muestra en la siguiente figura:



La planta cuenta con laboratorio propio para ensayo de materiales, en la cual se efectúa el control de calidad del relleno, a partir de ensayos de resistencia en condiciones físicas propias del ensayo.

**Over size / Labor -30\_38**

Testigo N°	Edad de ensayo	Fecha de ensayo	Slump	Densidad	Diámetro	Esfuerzo máximo	Resistencia (F <sub>c</sub> )	
67 PL	7	15-jun-10	8 1/4"	1860	15.2	870	0.47	
68 PL	7	15-jun-10	8 1/4"	1860	15.2	800	0.44	0.46
69 PL	14	22-jun-10	8 1/4"	1860	15.2	1290	0.70	
70 PL	14	22-jun-10	8 1/4"	1860	15.2	1110	0.61	0.65
71 PL	28	06-jul-10	8 1/4"	1860	15.2	1280	0.70	
72 PL	28	06-jul-10	8 1/4"	1860	15.2	1300	0.71	0.70





## 3.6 SERVICIOS MINA

### 3.6.1 VENTILACION

El proceso de ventilación en la Unidad Pallancata se da en forma natural y mecánica, distribuidas a través de una red principal de accesos (Rampas) y chimeneas Raise Bore (Ventilación), que sirven principalmente como extractores, distribuidas en las 04 zonas de operación de la mina (Ver Plano N° 1 y 2 en Anexos). Alineado a los estándares de operación basados en los límites máximos establecidos por el D.S.055-2010-EM, el cual esta norma se ajusta a las condiciones de trabajo requeridos, actualmente el requerimiento actual de volumen de aire asciende en 1'099,000 cfm y que según la proyección de la mina para el año 2013 no tendrá mucha variación, por el cual se estima un requerimiento aproximado de 1'078,000cfm principalmente en la zona Central y Oeste.

Para el análisis de proyección de demanda de aire en los sistemas de ventilación es analizan los programas de producción de minado y los planos de los proyectos en las diferentes zonas de operación para el año 2013, con el objetivo de dimensionar la flota de equipamiento en interior mina, tomando como indicadores de productividad actuales.

La mayor concentración de minado de la veta central y oeste traerá consigo un mayor incremento de concentración de monóxidos en la zona de la veta central y en otras zonas, en el cuadro siguiente podemos apreciar que la mayor demanda en ventilación de minas estaría concentrada en la zona Central y Oeste, lo cual supera el 1'000,000 cfm, esta demanda duplica el abastecimiento actual de aire a la mina:

ZONA	CFM EQUIPOS	CFM PERSONAL	CFM TOTAL
ZONA PALLANCATA (Central, Oeste)	1,023,695	55,068	<b>1,078,763</b>
ZONA RANICHICO	220,745	5,936	<b>226,681</b>
RINA	194,775	1,696	<b>196,471</b>
PALLANCATA ESTE	156,615	1,484	<b>158,099</b>

Siendo el mayor demandante de aire fresco de las operaciones, se procede a detallar el requerimiento por zonas en la Unidad Pallancata. En el cuadro siguiente, se puede apreciar que la demanda es compartida en un 50% entre ambas zonas (oeste y central).

ZONA	CFM EQUIPOS	CFM PERSONAL	CFM TOTAL
ZONA OESTE	497,935	26,785	524,720
ZONA CENTRAL	525,760	28,282	554,042
<b>Total (cfm)</b>	<b>1,023,695</b>	<b>55,068</b>	<b>1,078,763</b>

De acuerdo al balance realizado y proyectado para las operaciones de las 04 zonas de minado, se ha realizado un levantamiento de acuerdo al sistema general de ventilación (Ver Planos N° 4 y 5 en Anexos); se ha obtenido lo siguiente:

#### 1.- DATOS GENERALES

0 a 1,500 m.s.n.m.	3.00
1,500 a 3,000 m.s.n.m.	4.20
3,000 a 4,000 m.s.n.m.	5.10
mas de 4,000 m.s.n.m.	6.00
Por c/HP de un Equipo Diesel	3.00
Total Personal Apróx.	750

#### 2.- INGRESO DE AIRE

	Veloc.		Caudal
	(mt./seg.)	(m3/min.)	CFM
Bocamina Santa Angela	1.825	2,065.57	72,944.94
Bocamina Orión	1.778	2,344.77	82,804.80
Bocamina Don Enrique	2.933	3,498.06	123,533.00
RB 7 (Ø=6')	4.653	710.51	25,091.53
RB 11 (Ø=7')	4.530	940.43	33,210.90
RB 6 (Ø=7')	4.608	957.73	33,821.80
RB 1 (Ø=6') de Servicios, Anillado (Øreal=1,75 mt.)	5.898	851.08	30,055.66
RB 1 (Ø=6') de Ventilación, Anillado (Øreal=1,45 mt.)	8.628	854.69	30,183.08
			<b>431,645.70</b>

#### 3.- SALIDA DE AIRE

	Veloc.		Caudal
	(mt./seg.)	(m3/min.)	CFM
RB 9 (Øducto=1,975 mt.)	3.592	660.35	23,320.16
RB 10 (Øducto=1,975 mt.)	18.440	3,390.01	119,717.06
RB 12-C (Øducto=2,184 mt.)	13.848	3,112.48	109,916.07
RB 5 (Ø=7')	20.436	4,247.42	149,996.16
RB 2 (Ø=6')	5.192	794.38	28,053.12
Bocamina Espiral	0.796	966.66	34,137.36
			<b>465,139.93</b>



## 4.- REQUERIMIENTO DE AIRE

POR EQUIPOS			
Equipos Diesel	HP	% Simultaneidad	Caudal Requerido
Scoop R1600G S/N, 6 yd3, EMPRESA	250	72	19,070 CFM
Scoop R1600G-1, 6 yd3, EMPRESA	250	72	19,070 CFM
Scoop R1600G-2, 6 yd3, EMPRESA	250	72	19,070 CFM
Scoop R1600G-3, 6 yd3, EMPRESA	250	72	19,070 CFM
Scoop ST-6C, IESA	250	72	19,070 CFM
Scoop ST-6C, IESA	250	72	19,070 CFM
Scoop ST 3.5, IESA	180	72	13,730 CFM
Scoop R-1600, IESA	250	75	19,865 CFM
Scoop ST-1000, IESA	180	72	13,730 CFM
Scoop R-1300G, IESA	180	72	13,730 CFM
Scoop R-1600, IESA	250	72	19,070 CFM
Scoop R-1600, IESA	250	72	19,070 CFM
Jumbo Rocket Boomer 282-1, EMPRESA	60	72	4,577 CFM
Jumbo Rocket Boomer 282-2, EMPRESA	60	72	4,577 CFM
Jumbo DPJ D006, IESA	60	25	1,589 CFM
Jumbo DPJ D016, IESA	60	25	1,589 CFM
Jumbo DPJ D017, IESA	60	25	1,589 CFM
Jumbo DPJ D018, IESA	60	25	1,589 CFM
Jumbo DPJ D022, IESA	60	25	1,589 CFM
Jumbo DPJ D024, IESA	60	25	1,589 CFM
POR EQUIPOS			
Equipos Diesel	HP	% Simultaneidad	Caudal Requerido
Jumbo DPJ D031, IESA	60	25	1,589.16 CFM
Volquete ICV-072, IESA	450	72	34,325.86 CFM
Volquete ICV-075, IESA	450	72	34,325.86 CFM
Volquete ICV-069, IESA	450	72	34,325.86 CFM
Volquetes (18), TRANSDIR/PEMIP/ZICSA/TEVAM	450	72	617,865.41 CFM
Camionetas (6)	75	72	34,325.86 CFM
Camiones (3)	250	72	57,209.76 CFM
			1,046,271.16 CFM

POR PERSONAL		
Total de Personal	250	52,972.00 CFM
<b>TOTAL DE REQUERIMIENTO DE AIRE</b>		<b>1,099,243.16 CFM</b>

## 3.6.2 BOMBEO

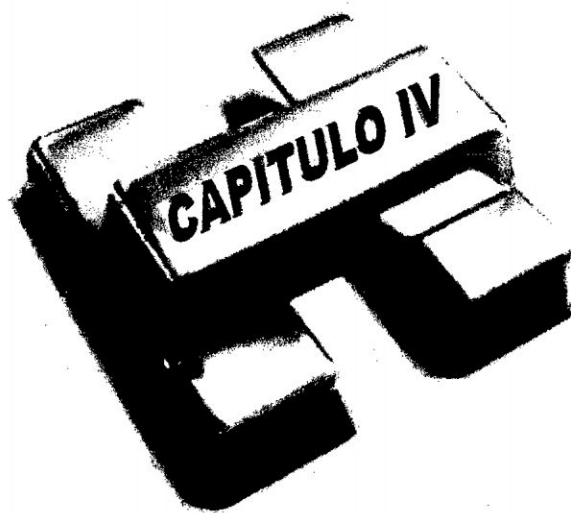
El proceso de Bombeo de agua de mina en la Unidad Pallancata se ejecuta de acuerdo a una red principal de línea de bombeo, distribuidas a través de una red principal de Líneas troncales y pozas principales, que sirven principalmente como colectores para tratamiento de efluentes de mina, distribuidas en las 04 zonas de operación de la mina (Ver Plano N° 1 y 2 en Anexos). Los diseños van de acuerdo a los estándares de operación basados en los límites máximos establecidos por el D.S.055-2010-EM, para el tratamiento y bombeo de agua de mina el cual esta norma se ajusta a las condiciones de trabajo requeridos, principalmente en las nuevas zonas de incorporación de reservas (Zona Oeste, Central, Ranichico).

Para el análisis de proyección de demanda de bombeo de agua de mina en los sistemas de bombeo es analizados los programas de producción de minado y los planos de los proyectos en las diferentes zonas de operación para el año 2013, con el objetivo de dimensionar el número de cámaras y estaciones principales de bombeo en interior mina, tomando como base los indicadores de productividad actuales sobre bombeo en interior mina.

La mayor concentración de minado de la zona Central y Oeste trae un mayor incremento de tratamiento de agua de mina para la operación de producción y avances en la unidad minera. Así mismo en el siguiente cuadro se muestra los flujos de caudales hacia las principales cámaras de bombeo:

<b>INDICADORES DE BOMBEO DE AGUA</b>							
<b>ZONA: OESTE</b>							
<b>COSTO \$/Kwh</b>	0.082						
<b>ZONA</b>	<b>POTENCIA (KW)</b>	<b>BRANCA</b>	<b>UBICACIÓN</b>	<b>BOMBEO (Litros/seg)</b>	<b>CAUDAL (Lp/Seg.)</b>	<b>CAUDAL (Lp/Min.)</b>	<b>BOMBEO (litros)</b>
Poza N° 1	43	Gridex	Talleres Interior Mina	1.5	10	36,000	54,000
Poza N° 2	43	Gridex	Nv. -200 Rp. Sta. Angela	1.2	10	36,000	43,200
Poza N° 3	43	Gridex	Nv. -400 Rp. Sta. Angela	2	10	36,000	72,000
Poza N° 4	43	Gridex	Nv. -600 Rp. Sta. Angela	4	10	36,000	144,000
<b>INDICADORES DE BOMBEO DE AGUA</b>							
<b>ZONA: CENTRAL</b>							
<b>COSTO \$/Kwh</b>	0.082						
<b>ZONA</b>	<b>POTENCIA (KW)</b>	<b>BRANCA</b>	<b>UBICACIÓN</b>	<b>BOMBEO (Litros/seg)</b>	<b>CAUDAL (Lp/Seg.)</b>	<b>CAUDAL (Lp/Min.)</b>	<b>BOMBEO (litros)</b>
Poza N° 1	43	Gridex	Rp. Don Enrique	6	10	36,000	216,000
Poza N° 1	55	Maxi	Rp. Don Enrique	10.5	12	43,200	453,600
Poza N° 2	55	Maxi	Superficie-Don Enrique	6.5625	12	43,200	283,500
Poza N° 3	43	Gridex	Superficie	10.5	4.5	16,200	170,100
Poza N° 4	55	Maxi	Superficie	2.1	12	43,200	90,720

El diseño de las cámaras y pozas de bombeo principal están de acuerdo a un estándar establecido considerando los aspectos de seguridad y dimensionamiento de componentes hidráulicos y eléctricos (Ver Planos N° 3 en Anexos), así mismo la red principal de la línea de bombeo (unifilar) por zonas (Ver Planos N° 6 y 7 en Anexos).





# CAPITULO IV

## PLANEAMIENTO DE METAS FISICAS

### 4.1 PREMISAS GENERALES DE PLANIFICACION

La planificación es el diagnóstico de las posibilidades, mediante un proceso intelectual y consiste en el análisis integral de los factores de producción, sus limitaciones internas y externas; y todo aquello que guarda relación con la elección de un objetivo a lograrse, el planeamiento de metas físicas es una actividad orientada al futuro cuyo propósito es proyectar la vida de la mina en el tiempo.

- El planeamiento debe servir de fuerza impulsora de la actividad minera a todos los niveles y de operación en mina.
- El planeamiento de minado y el control debe formar el par regulador que permite adaptar el sistema a su medio, dentro de los márgenes que les son exigidos para mantener un equilibrio correcto.
- El planeamiento de minado busca maximizar el beneficio de las oportunidades futuras de la mina, a través de la previsión de medios y presupuestos económicos.



- El planeamiento de minado debe coordinar la acción de los miembros de la mina en el cumplimiento de las funciones empresariales de producción, finanzas, comercialización, mantenimiento, personal, comunicaciones, etc.
- Todo el planeamiento de minado debe tener en cuenta los elementos como la cantidad, la calidad, el tiempo, lugar, recursos y el costo.

Las variables principales que se evaluado para elaborar la planificación considera aspectos como:

- Ocupación actual de los equipos, como perforadoras, scooptrams, equipos de perforación, raise boring, volquetes.
- Inventario de la fuerza laboral, se debe tener en cuenta el personal activo, disponible, según especialidad, categorías.
- Capacidad de producción real, se refiera a la unidad, en avances/mes, metrajes en labores, tonelajes y porcentajes de cumplimiento.
- Estado de las instalaciones e infraestructura, como la red de agua, ventilación, energía, relleno en pasta, infraestructura de los talleres de mantenimiento, almacenes, laboratorios, etc.
- Ubicación y accesos a las zonas de trabajo, la distribución de labores con relación a los accesos principales, oficinas de mina, bodegas, talleres mina, echaderos, etc.

Todos estos criterios mencionados van de la mano con una adecuada planificación y organización para el desarrollo del proyecto, en la cual se va a definir un trabajo de planeamiento operativo de las metas físicas con relación al tiempo, período u horizonte de planificación minera, definidos



en corto, mediano y largo plazo; el cual se ha considerado los siguientes parámetros:

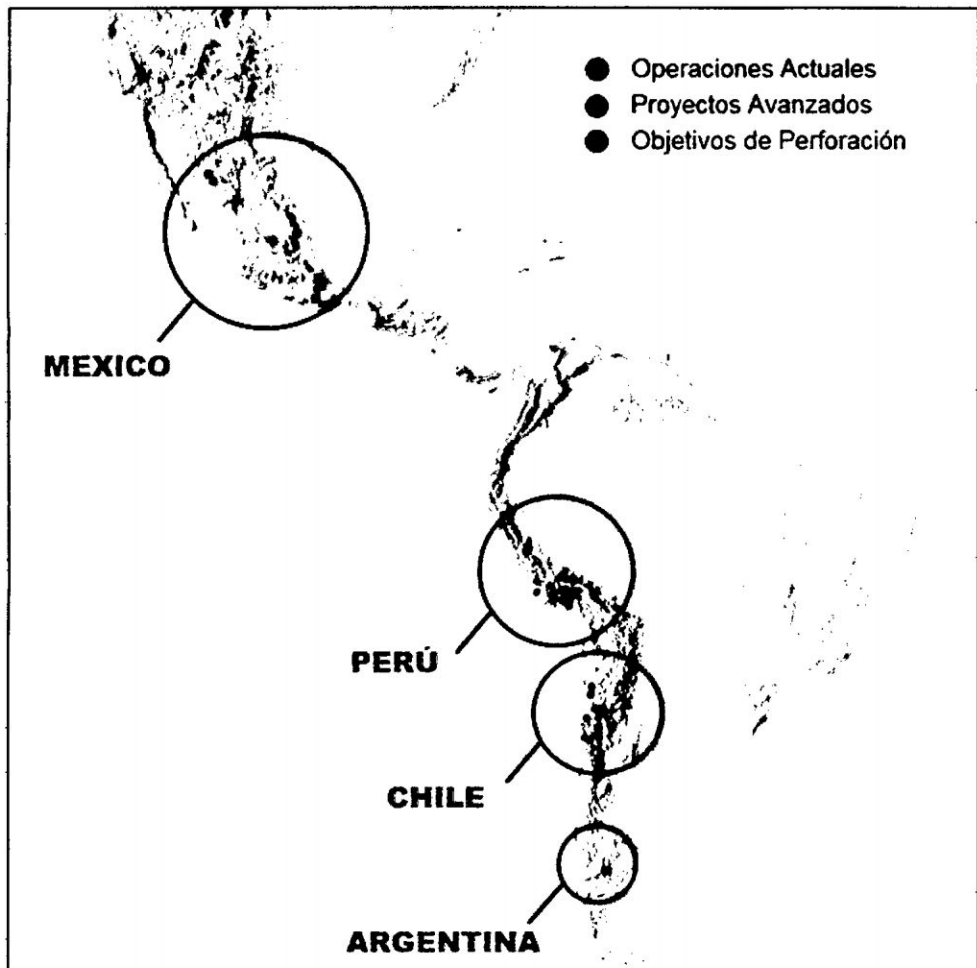
- Estándares de Rendimiento de la mano de obra, de los equipos y de todos los factores de producción.
- Lista de materiales por labores, actividades, zonas, proyectos, etc.
- Estándares de ejecución de diversos trabajos (PETS).
- Tiempo estándar de desplazamiento y mantenimiento de equipos.
- Capacidades de los equipos.
- Políticas Corporativa de Seguridad, Salud y Medio Ambiente.
- Calendario de operaciones y actividades diversas.
- Apoyo logístico y de servicios auxiliares.

#### **4.1.1 PANORAMA EMPRESARIAL**

Hochschild Mining es una de las empresas productoras de metales preciosos de extracción subterránea, especializados en yacimientos de plata y oro de alta ley, con casi 50 años de experiencia operativa en el continente americano. Tiene una sólida base de activos, una gran cartera de proyectos en desarrollo y una clara estrategia. En la actualidad, se opera 05 minas, una ubicada en México, tres de ellas en el sur del Perú, y una en el sur de Argentina. Todas nuestras operaciones subterráneas se realizan en minas de vetas epitermales y el principal método de explotación minera utilizado es el de corte y relleno. El mineral de nuestras operaciones se procesa hasta convertirse en concentrado o lingotes de aleación de plata/oro.

Para el año 2013 se tiene el objetivo de producción de 20,000,000 de onzas equivalentes de plata atribuibles para todo el año.

Hochschild Mining plc es una compañía que cotiza en el mercado principal de la Bolsa de Valores de Londres y tiene su sede principal en Lima, Perú. Asimismo, la corporación tiene oficinas en Argentina, Chile y México y una oficina corporativa en Londres.



La estrategia empresarial consiste en crear valor a través de la optimización de las operaciones actuales, la exploración y la adquisición oportuna de activos. La Unidad Operativa Pallancata compone la estructura matriz de las unidades operativas, puesto que produce mayor margen a nivel empresarial, para el año 2013 y 2014 se proyecta adquirir 8'000,000 onzas finas de plata equivalente más con la inclusión de la Unidad Operativa Inmaculada (Perú), que actualmente se encuentra en fase de proyecto.

#### 4.1.2 OBJETIVOS EMPRESARIALES

A nivel corporativo la empresa emite los objetivos anuales de producción de acuerdo a su enfoque de proyección económica; para lo cual las unidades operativas deben elaborar las metas físicas correspondiente al período anual, para lo cual en el cuadro siguiente

	UND	ARES	ARCATA	PALLANCATA
PRODUCCIÓN	Tn Año	77,760	706,000	1,059,000
	Tn Día	960	2,000	3,000
	Recuperac. Au Concent	-	86.7%	66.2%
	Recuperac. Ag Concent	-	85.8%	82.8%
	Onz Eq Ag Atribuibles Concent	-	6,372,602	5,043,503
	Recuperac. Au Doré	92.0%	90.0%	-
	Recuperac. Ag Doré	88.0%	93.0%	-
COSTOS	Onz Eq Ag Atribuibles Doré	601,232	5,893,991	-
	USD / Tn	139.11	106.71	69.60
CAPEX	USD / Oz	17.99	12.77	8.77
	MM USD	0.00	29.05	40.00

CUADRO N°13: CUADRO DE OBJETIVOS ANUAL PERÚ  
FUENTE: Archivo Planeamiento Corporativo Hocplc

El cuadro de objetivos muestra la producción anual para las unidades operativas del bloque Perú, en la cual la unidad operativa Pallancata representa el 57% de objetivo global, en la cual el objetivo se centra principalmente en la producción en el margen de 1'059,000 toneladas de mineral para obtener 5'043,000 onzas finas de plata equivalente de concentrado (proceso planta concentradora Selene), a un ritmo de producción de 3,000 toneladas por día; para lo cual se deduce que las metas físicas tendrán que alinearse a estos objetivos en valores igual a mayor los indicados, para lo cual se considera además que los presupuestos deberán tener los costos indicados como límite máximo para que la operación genere valores económicos positivos (Ver Cuadro N°12, cut off económico). Priorizar Capex que involucre labores de Infraestructura y Desarrollo, Mantenimiento (Reparación de Equipos), y RRHH (Campamentos, Vestuarios).



#### 4.1.3 PREMISAS OPERATIVAS

Una vez establecida el objetivo para la Unidad Pallancata con las premisas generales de producción, ahora se considera la evaluación a nivel operativo, iniciando por la planta concentradora Selene, como primer dato los días de mantenimiento planta como parámetro operativo se considera 01 día por mes de operación, haciendo un total de 12 días de mantenimiento general en Planta Concentradora Selene, serían 353 días de operación efectiva para la planta concentradora al año. La planta tiene capacidad nominal de tratamiento de 3,100 toneladas por día. El factor de eficiencia promedio para el tratamiento (considerando paradas no planeadas), es de 98%; para lo cual el tratamiento efectivo de la planta sería 3,050 toneladas por día. También consideramos el período de lluvias (Ver Capítulo I, Item 1.2); en la cual el primer trimestre del año solo se considera la producción a 2,950 toneladas por día, por la cual a continuación mostramos la estructura de producción global para el año.

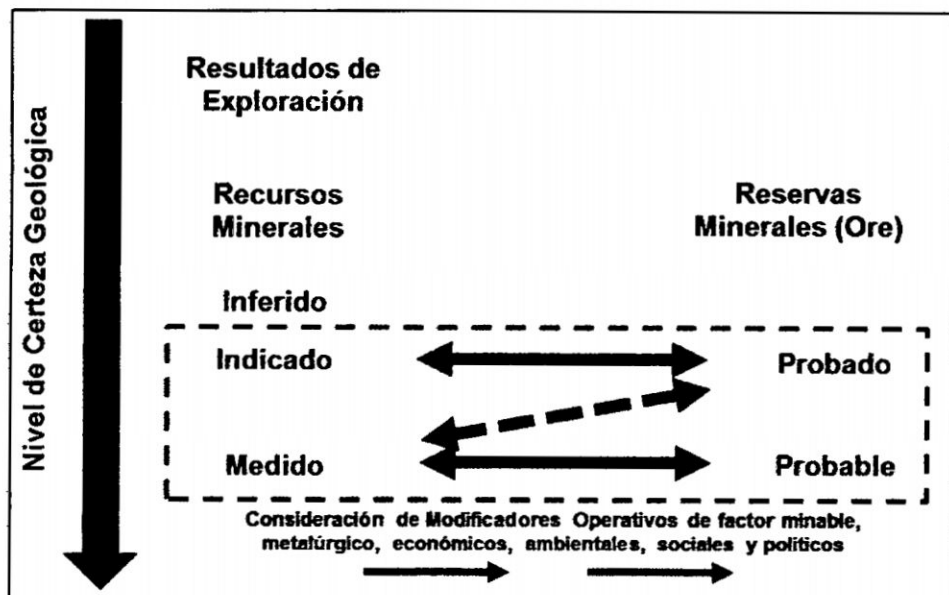
TRATAMIENTO PLANTA AÑO 2013													
DESCRIPCIÓN	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
Días nominal mes	25	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	37	365
Días Mantenimiento	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	12
Cambio de forros													0
Huelga													0
Días Operación Efectiva	24	27	30	29	30	29	30	30	29	30	29	36	353
<b>TRATAMIENTO MES</b>	<b>70,800</b>	<b>79,650</b>	<b>88,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>100,800</b>	<b>1,068,550</b>
<b>TMD</b>	<b>2,950</b>	<b>2,950</b>	<b>2,950</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,027</b>
	<b>Período de lluvias</b>					<b>Período de Operación sin lluvias</b>							

CUADRO N°14: CUADRO DE PREMISAS OPERATIVAS PRODUCCIÓN ANUAL  
FUENTE: Archivo Planeamiento Corporativo Hocplc

Del objetivo global se ha desglosado el objetivo de producción mensual en toneladas, en función a los días por mes; el cual se busca alinear la producción mensual ahora con la distribución espacial de las zonas de producción que como dato principal se extrae del inventario de reservas.

## 4.2 EVALUACIÓN DE RESERVAS

El cálculo de reservas se efectúa en forma semestral en los meses de junio y diciembre, tomando como base el inventario de recursos minerales que emite el área de Geología/Exploraciones producto de las exploraciones realizadas; para lo cual estos recursos se evalúa a través de los parámetros modificadores los indicadores de inclusión y evaluación técnico-económica para declararlo como reservas; la figura siguiente muestra el flujo de proceso para la incorporación de reservas, que señala la relación de información de exploración minera, recurso mineral y reserva mineral.



Del esquema anterior el inventario de reservas ha sido calculado bajo bloques de reservas probables y probadas, mediante la aplicación del código JORC (Joint Ore Reserves Committee); cuyo comité internacional mantiene estándares de clasificación para inventario de reservas; para nuestro caso se revisará las estadísticas de incorporación de reservas pasadas, para establecer un objetivo alineado a mantener la vida operativa de la mina a largo plazo.

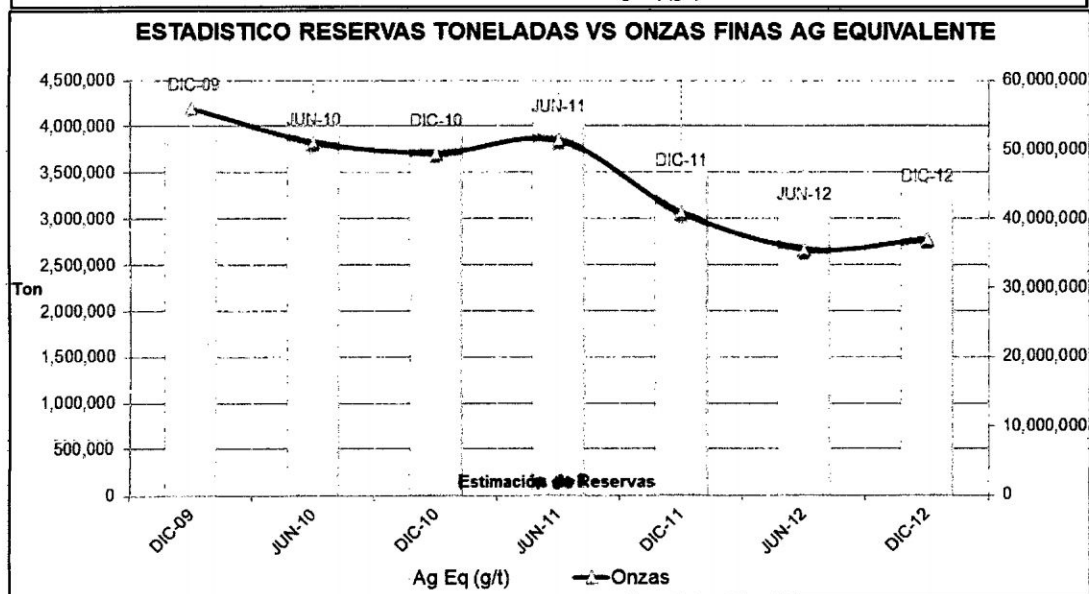
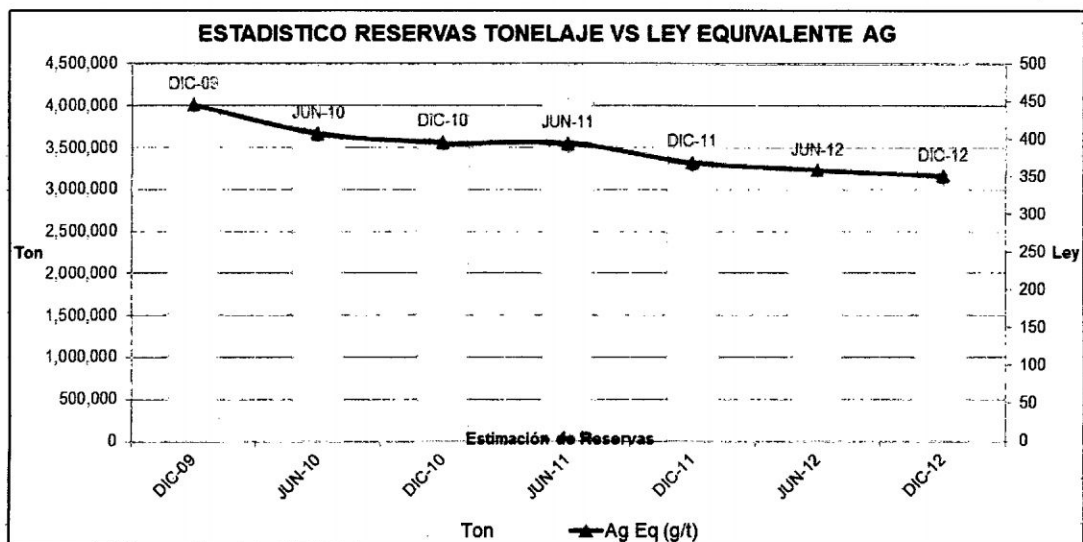


Las reservas probables evaluadas, consideran que existe riesgo de discontinuidad de la mineralización pero que tienen suficientes indicaciones para asumir la continuidad del mineral. El tonelaje y ley estimada se obtienen a partir de la información similar a la usada para calcular reservas probadas, con la diferencia de que los lugares de inspección y muestreo están alejados. El grado de certeza, aunque menor que para las reservas probadas, es suficientemente alto para asumir la continuidad del mineral

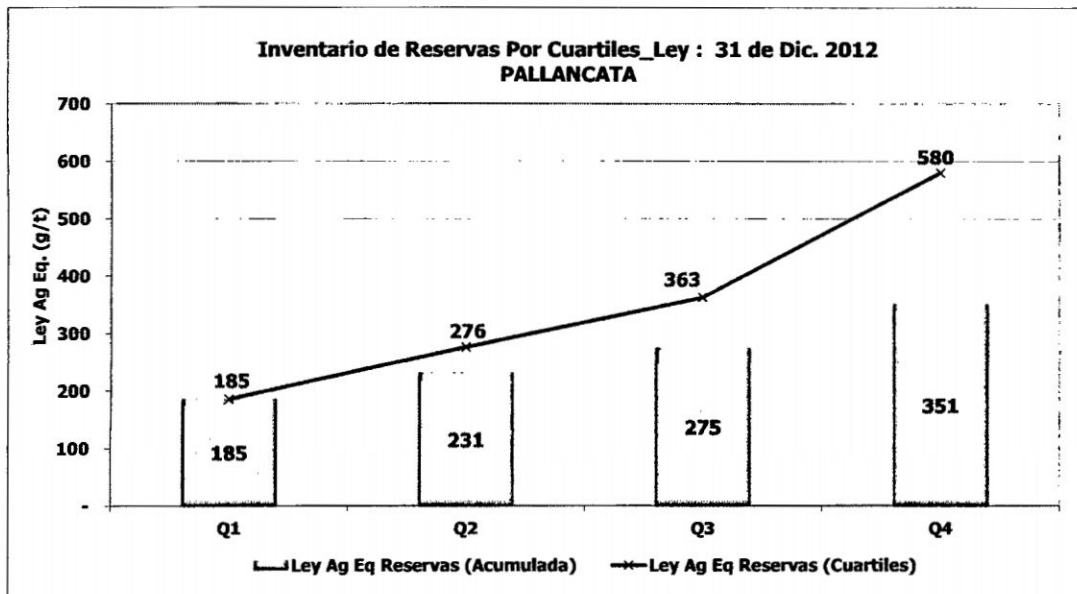
Las reservas probadas evaluadas, son las que virtualmente no hay riesgo de discontinuidad del mineral. En estas el tonelaje se computa en base a informaciones reveladas en las labores subterráneas, afloramientos, trincheras o taladros DDH, y sus leyes son calculadas a partir del muestreo detallado, y los lugares de la inspección, muestreo y medida están cerca uno de otro y carácter geológico está tan bien definido que el tamaño, forma, profundidad y volumen de las reservas de mineral pueden ser bien establecidos (Ore).

#### **4.2.1 ESTADISTICAS DE RESERVAS ANUALES**

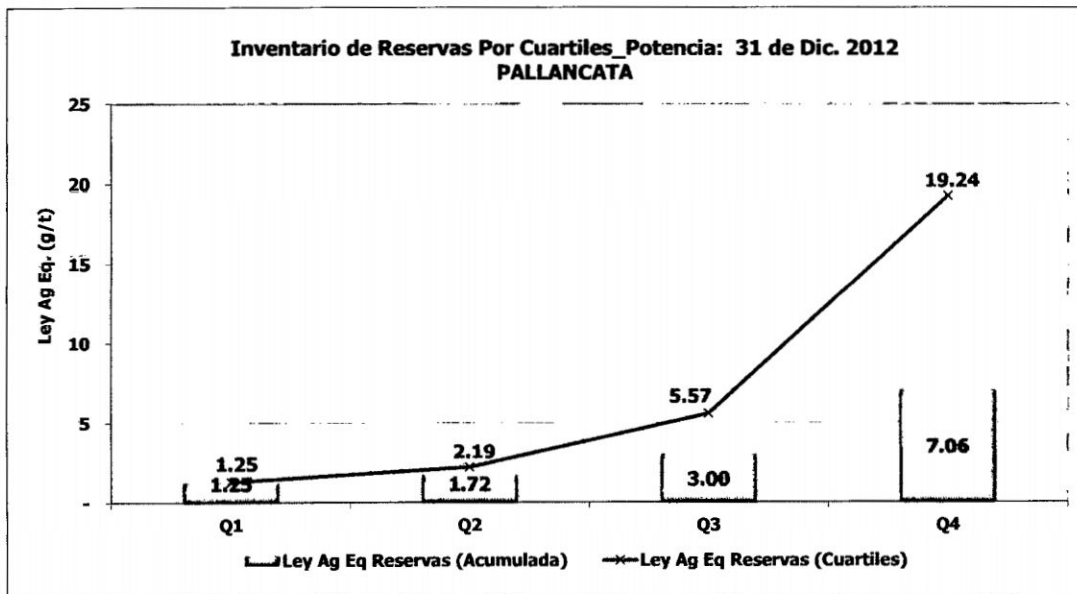
Como ya se mencionó, semestralmente se realiza el cálculo de reservas de las diferentes unidades operativas en la corporación Hochschild Mining el cual es emitido a la Bolsa de Valores de Londres, el cual es un proceso de estimación que es auditado por principales empresas externas para llevar un proceso claro y de confiabilidad de reporte; para la Unidad Pallancata podemos apreciar en los siguientes gráficos la tendencia de incorporación de reservas anual (junio y diciembre), que se han dado en los últimos años producto de la incorporación en vetas de recursos indicados, medidos y posteriormente reservas probadas y probables.



De los cuadros anteriores podemos concluir la tendencia negativa en toneladas de reservas incorporadas, ley de plata equivalente y por ende onzas finas de plata. También podemos deducir que la producción anual ha tenido tendencia positiva en los años 2010, 2011 y 2012. Quiere decir que de las reservas con alto contenido de valor de mineral (leyes correspondiente al cuartil Q4), han sido explotados en los primero años de operación, teniendo una disminución en el Cuartil de Ley Q4, para lo cual analizamos en forma independiente las variables de Cuartil de Ley, de acuerdo al inventario de reservas calculadas a Diciembre del 2012.



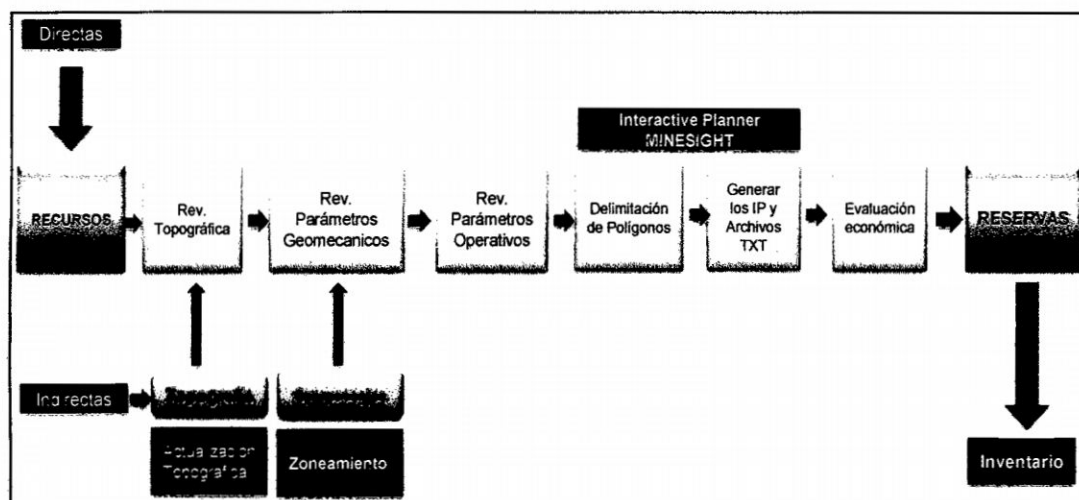
Cuartil	Tonelaje	Ley Cuartil	Ley Acum.	Incidencia %
Q1	817,934	185	185	25%
Q2	817,916	276	231	25%
Q3	820,368	363	275	25%
Q4	817,330	580	351	25%
	<b>3,273,547</b>	<b>351</b>		



Cuartil	Tonelaje	Ley Cuartil	Ley Acum.	Incidencia %
Q1	818,642	1.25	1.25	25%
Q2	818,900	2.19	1.72	25%
Q3	818,706	5.57	3.00	25%
Q4	817,300	19.24	7.06	25%
	<b>3,273,547</b>	<b>7.06</b>		

### 4.3 CÁLCULO DE BLOQUES MINABLES

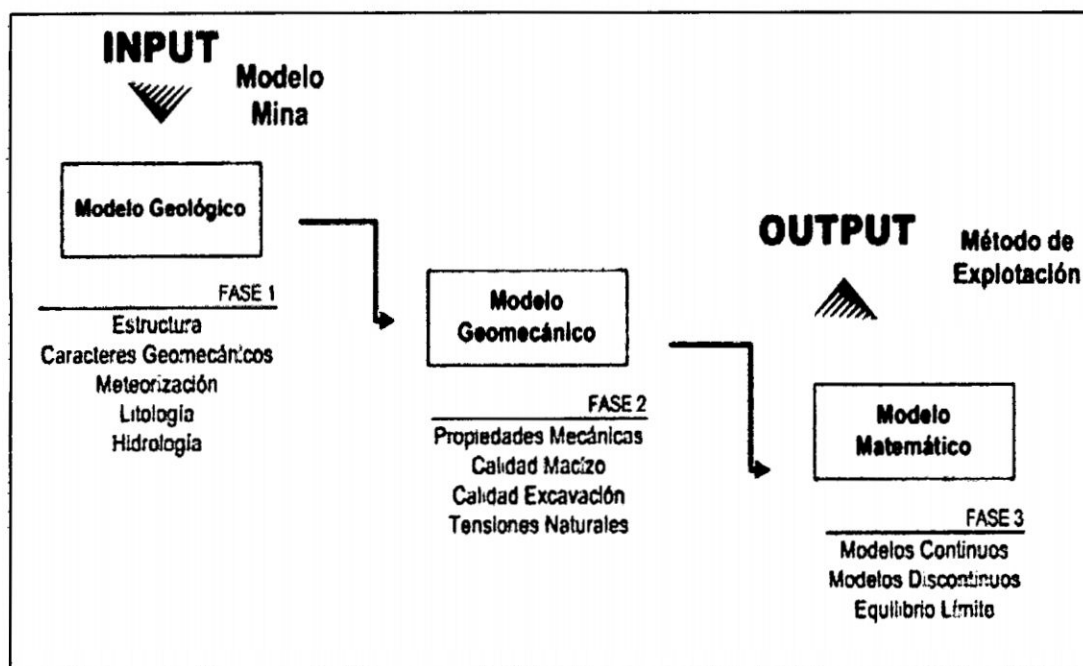
Desde el proceso de estimación de reservas ya se va estructurando el análisis de bloques a minar y considerarlos en las metas físicas, añadiendo parámetros geomecánicos y operativos, en la cual nos definen los bloques minables y poder constituir una unidad de producción (Tajeo), todo el procedimiento se elabora desde el entorno del MineSight, a través de sus aplicaciones referidos a cálculo de cortes y sólidos (Interactive Planner), para determinar los volúmenes de producción con sus respectivos valores en leyes (Modelo de bloques-Reservas). En la siguiente figura se muestra el esquema general para determinación de bloques minables desde el cálculo de reservas.



Del presente estudio, en el capítulo II, del ítem 2.6, se ha llegado a definir los parámetros de incidencia (Geomecánicos y Operativos), para determinar la delimitación de polígonos (Bloques Minables); y que a través de la evaluación económica (cut off), se determinan su viabilidad para definir como unidad de producción en las metas físicas. Para su posterior planificación de minado debe considerar además la evaluación de la determinación del método de minado.

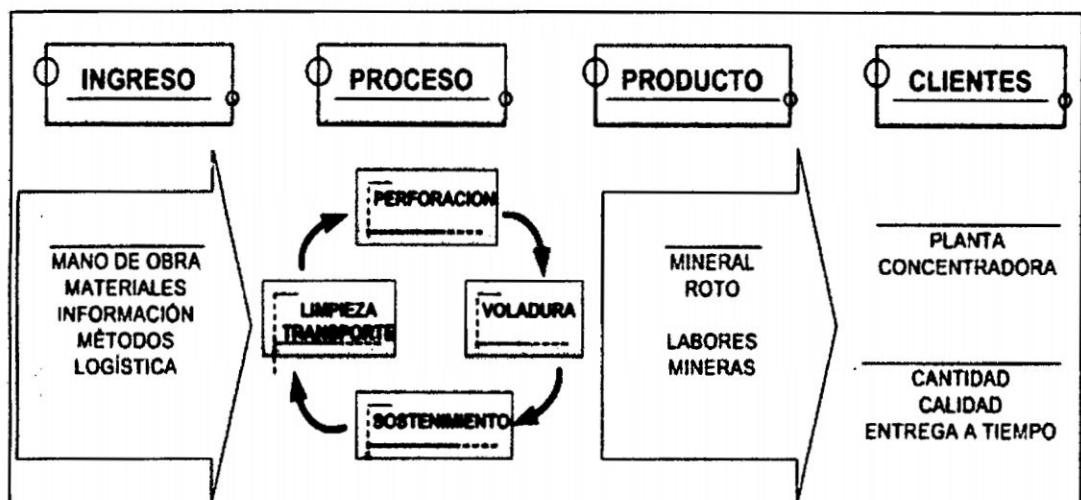
Para lo cual se toma como base, la información referida a aspectos geológicos y geomecánicos, para poder determinar un método de minado y asociar a bloques de minado que constituirán un Tajeo, a continuación mostramos un esquema en la cual se define el proceso de integración de información necesaria basado en modelos de información que se deben procesar paso a paso haciendo uso de la evaluación técnica para determinación de método de minado.

En el entorno del MineSight, por lo general para iniciar el desarrollo de un proyecto debemos tener en cuenta ya definido un modelo de la geometría del Yacimiento, de la cual según criterios geológicos, geomecánicos y matemáticos vamos a definir un método de explotación y su correspondiente dimensionamiento en todas sus fases de minado, que van desde el desarrollo, la preparación, explotación y extracción. Definidos en un ciclo de minado según el caso de la mina, de la cual podemos entender claramente los procesos que inciden en el ciclo de minado



#### 4.4 CÁLCULO DE CICLO DE MINADO – PRODUCTIVIDAD

Para determinar los tonelajes, los recursos, el tiempo y sus valores en leyes, se deben calcular de acuerdo a KPIs configurados por un estudio de productividad, dichos KPIs provienen de toma de datos que se han tomado desde el campo de acción (Input), para luego procesar de acuerdo al ciclo de minado identificado, en la cual se configuran KPIs desde el ingreso de datos, procesamiento y luego definir la salida, donde se define el cliente (Output), para lo cual en el siguiente esquema se muestra el proceso de identificación de datos que contempla un proceso productivo, para nuestro caso una planificación de un minado y alimentación a planta concentradora.



Una vez determinado el flujo del proceso de minado y sus etapas que corresponden al ciclo, se define un cálculo asociado con KPIs, para los métodos de minado ya definidos en el balance de reservas, para lo cual mostramos los cuadros de cálculo de ciclo por método de explotación.

#### CICLO DE MINADO BF / LIMPIEZA SCOOP 4yd<sup>3</sup>

Tiempo Neta Perforacion (hr/gd)	5.5
Tiempo Neta Limpieza (hr/gd)	7.2
Tiempo Neta Relleno Detritico (hr/gd)	7.2



PERFORACIÓN

		STOPE MASTER
Equipo		
Longitud de tajo [m]		50.00
Ancho promedio Minable [m]		2.5
Altura de Banco		9.0
Densidad del material [t/m3]		2.46
Burden		1.20
Nro taladros/slot		19
min./Tal		18
Nro de Filas		41
Nro de tal por fila		2
Nro de taladros Prod.		82
Nro de taladros Prod + Slot		101
Metros perforados (m)		909
TM		2,767.5
TM /metro		3.0
Tiempo de perforación (hr / 0.5 / dia)		47.5 9.5 4.5
Nro Tal. Prod./gd		18
t/gd		31.9

TABLAS

Equipos de perforación	
Equipo	Numero de Equipos
STOPE MASTER	19
T1D	22

Equipos de Carga		
Capacidad (Yd3)	Numero de Equipos	Numero de Tal
2.2	22	160
4	40	160
6	60	160

CARGUÍO Y VOLADURA

Diámetro de Broca [inch]		64
KPI Carguio (hr/Tal)		0.10
Tiempo Carguio y Vol. Slot (hr / 0.5 / dia)		1.9 1.9 0.5
Nro Filas de Carguio		13
Nro Tandas de Disparo		4
Tiempo Carguio y Vol. Vol. Produccion (hr / 0.5 / dia)		3 4.5 0.5

LIMPIEZA

Capacidad (Yd3)		4
KPI (t/gd)		288.0
Tiempo total de Limpieza (hr / 0.5 / dia)		20 20.0 5.0
t/gd		288

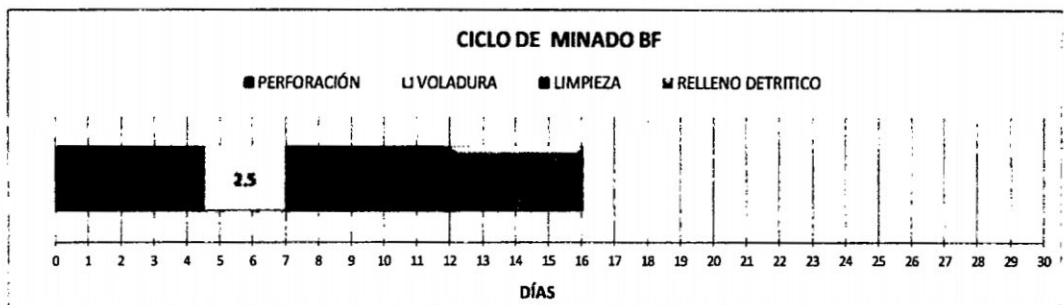
RELLENO DETRITICO

Capacidad(Yd3)		4
Sección del SubNivel (m2)	3.5x4.0	13
KPI (m3/h)		35
KPI (m3/gd)		252
Total Relleno Detritico (m3)		1,769.0
TM/Total Relleno (t/m3)		1.6
Tiempo Total de Relleno Detritico (hr / 0.5 / dia)		20 4.5 4.5
t/gd		394

RESUMEN BF

TIEMPO NETO TOTAL (hr / dia)		30.5 16.0
------------------------------	--	-----------

CUADRO RESUMEN



DATOS

Equipo	STOPE MASTER
Longitud de tajo [m]	50
Ancho promedio [m]	2.5
Altura de Banco	9
Densidad del material [t/m3]	2.46
Burden	1.20
Nro taladros slot	19
Nro de Filas	41
Nro de tal por fila	2
Nro de taladros	82
Metros perforados (m)	909

Temp de Minado	OP%	Seg
PERFORACIÓN (tal/gd)	18	4.5
VOLADURA SLOT	19	0.5
VOLADURA (filas/gd)	13	2.0
LIMPIEZA (t/gd)	288	5.0
RELLENO DETRITICO (m3/gd)	252	4.0
		16.0

Tiempo Neto Perforacion (hr/gd)	5.5
Tiempo Neto Limpiza (hr/gd)	7.2
Tiempo Neto Relleno Detritico (hr/gd)	7.2

SCOPP (Yd3)	Rendimiento (t/h)	Numero de Tal
4	40	160



### CICLO DE MINADO SARC / LIMPIEZA SCOOP 6yd<sup>3</sup>

Tiempo Neta Perforacion (hr/gd)	6.1
Tiempo Neta Limpiza (hr/gd)	7.2
Tiempo Neta Planta Relleno (hr/gd)	10.0

#### TABLAS

ESTACION DE PERFORACION	
ESTACION	PRODUCTO (t/gd)
STOPE MASTER	19
TID	22

ESTACION DE VOLADURA		
ESTACION	PRODUCTO (t/gd)	ESTACION
2.2	22	160
4	40	160
6	60	160

#### PERFORACION

Equipo	T1D
Longitud de tajo [m]	20.00
Ancho promedio Minable [m]	4.0
Altura de Banco	10.0
Densidad del material [t/m3]	2.46
Burden	1.50
Nro taladros/slot	19
min./Tal	25
Nro de Filas	13
Nro de tal por fila	3
Nro de taladros Prod.	89
Nro de taladros Prod + Slot	58
Metros perforados (m)	580
TM	1,968.0
TM /metro	3.4
Tiempo de perforacion hr / dia	6.1
Nro Tal. Prod./dia	19
t/gd	393

#### CARGUO Y VOLADURA

Diametro de Broca [inch]	64
KPI Carguio (hr/Tal)	0.10
Tiempo de carga y Vol. Slot hr / dia	0.7
Nro Filas de Carguio	7
Nro Tandem de Disparo	2
Tiempo de carga y Vol. Slot, Produccion hr / dia	0.7

#### LIMPIEZA

Capacidad(Yd3)	6
KPI(t/gd)	432.0
Tiempo total de Limpieza (hr / dia)	7.2
t/gd	432

#### RELLENO PASTA FILL

Capacidad(Yd3)	
Sección del Panel (m2)	4.0x4.0
KPI (m3/h)	50
KPI (m3/gd)	500
Total Relleno Pasta Fill (m3)	1,094.4
TM/Total Relleno (t/m3)	1.8
Tiempo Total de Relleno Pasta (hr / dia)	8.0
t/gd	899

#### RESUMEN EF

Tiempo ciclo total hr / dia	14.0
-----------------------------	------

#### CUADRO RESUMEN



#### DATOS

Equipo	T1D
Longitud de tajo [m]	20
Ancho promedio Minable [m]	4.0
Altura de Banco	10
Densidad del material [t/m3]	2.46
Burden	1.50
Nro taladros slot	19
Nro de Filas	13
Nro de tal por fila	3
Nro de taladros	39
Metros perforados (m)	580

Ciclo de Relleno	EF%	Fin
PERFORACION (tal/gd)	15	2.5
VOLADURA SLOT	19	0.5
VOLADURA (filas/gd)	7	1.0
LIMPIEZA (t/gd)	432	2.5
RELLENO PASTA (m3/gd)	500	1.5
		8.0

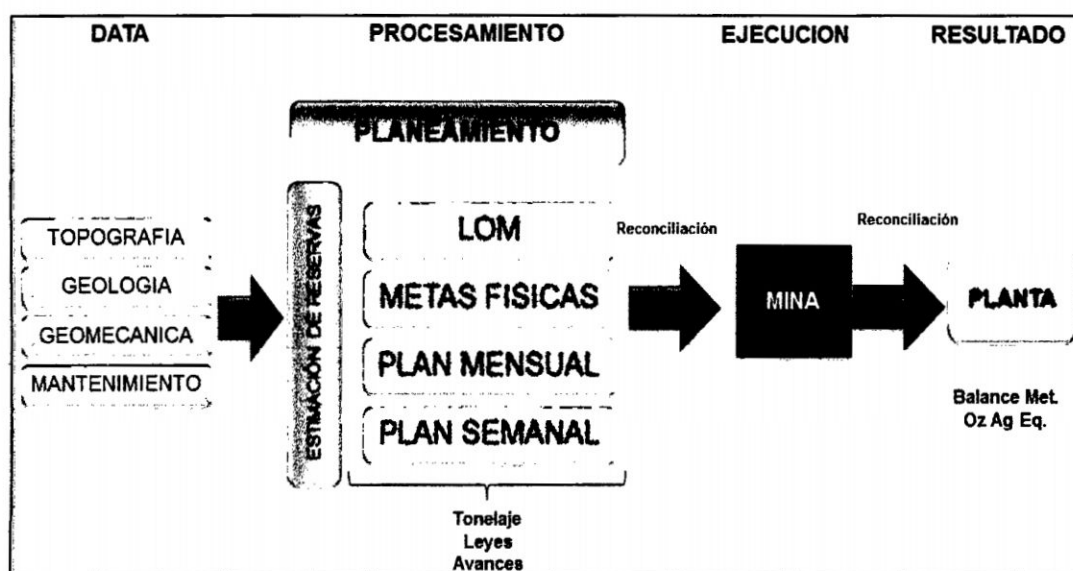
Tiempo Neto Perforacion (hr/gd)	6.1
Tiempo Neto Limpiza (hr/gd)	7.2
Tiempo Neto Planta Relleno (hr/gd)	10.0

ESTACION	PRODUCTO (t/gd)	ESTACION
6	60	160

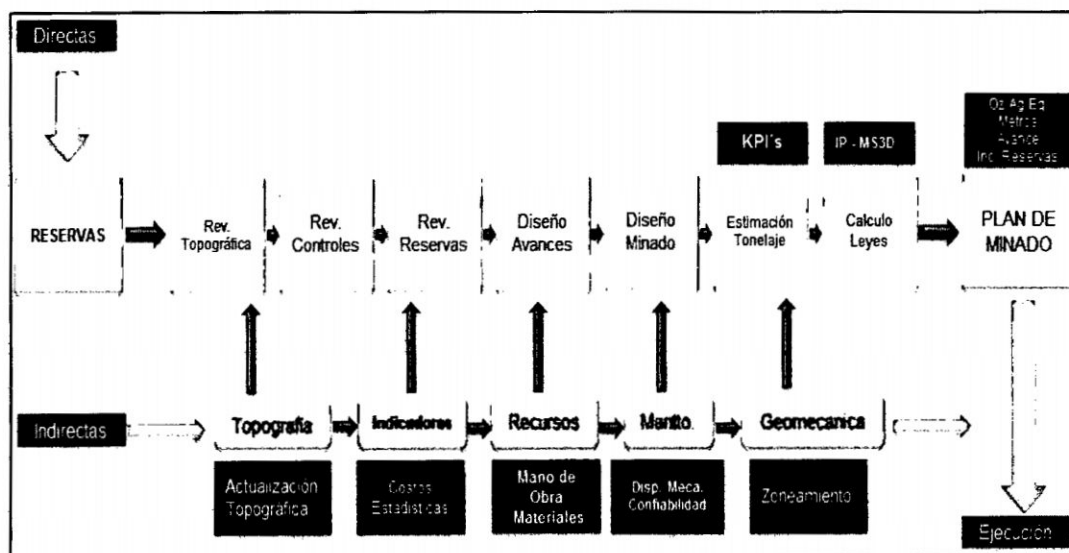


### 4.5 PLANEAMIENTO DE PRODUCCIÓN Y AVANCES

La planificación de las metas físicas obedece a un proceso que compone actividades específicas dentro del área de planeamiento de la Unidad Operativa Pallancata y comprende trabajos bajo información de áreas de soporte como son el área de Geología, Mantenimiento, Mina, Topografía. Para lo cual esta información define procesos como se muestra a continuación.



El esquema de trabajo de planeamiento para las metas físicas es como sigue:



Del proceso identificado y los cálculos con KPIs, por ciclo de minado de acuerdo al método de explotación, se elabora el programa de producción anual, así mismo alineado a un programa de avances que compromete una preparación de zonas incorporadas en reservas (bloque en reserva), y avances en zonas de recurso, definidas como desarrollos sobre estructura mineral y toda la infraestructura necesaria para su accesibilidad y condiciones de servicios (Chimeneas Raise Bore).

METAS FISICAS DE AVANCES 2013														
CUENYA	SECCION	Ene-13	Feb-13	Mar-13	Abr-13	May-13	Jun-13	Jul-13	Ago-13	Sep-13	Oct-13	Nov-13	Dic-13	TOTAL
DESARROLLOS	3.0 x 3.5	190	330	470	450	420	410	380	550	640	600	570	540	5,550
<b>Total DESARROLLOS</b>		<b>190</b>	<b>330</b>	<b>470</b>	<b>450</b>	<b>420</b>	<b>410</b>	<b>380</b>	<b>550</b>	<b>640</b>	<b>600</b>	<b>570</b>	<b>540</b>	<b>5,550</b>
INFRAESTRUCTURA OPERACIÓN	1.8 x 2.1	26	27	20	77	44	54	69	45	45	66	98	105	674
	3.5 x 3.5	12	30					30	30	30	31			163
	4.0 x 4.0	15	81	62	45	29	30	27	52	42	106	69	81	639
	4.5 x 4.0	310	260	330	270	250	150	250	290	310	440	485	455	3,800
	4.5 x 4.5			150	170	90	70	100	80	120	140	100	100	1,120
<b>Total INFR. OPE</b>		<b>363</b>	<b>396</b>	<b>562</b>	<b>562</b>	<b>413</b>	<b>304</b>	<b>476</b>	<b>497</b>	<b>547</b>	<b>783</b>	<b>752</b>	<b>741</b>	<b>6,396</b>
INFRAESTRUCTURA RECURSOS	1.8 x 2.1	39	27	32	82	106	105	25	34	37	33	30	27	576
	3.0 x 3.5	60	150	70	80									360
	3.5 x 3.5		30	31		30		60		60	28	60	32	331
	4.0 x 4.0	39	71	32	39	68	24	126	51	89	78	88	92	797
	4.5 x 4.4	50								50	120	140	150	510
	4.5 x 4.0							80	160	160	160	160	220	940
	4.5 x 4.5	370	270	310	300	310	380	250	200	80				2,470
<b>Total INFR. REC</b>		<b>558</b>	<b>548</b>	<b>475</b>	<b>501</b>	<b>514</b>	<b>509</b>	<b>541</b>	<b>445</b>	<b>476</b>	<b>419</b>	<b>478</b>	<b>521</b>	<b>5,984</b>
LABOR DE CONTROL	3.0 x 3.0	45	45	30	45	45	45	45	45	45	45	45	45	525
<b>Total LAB. CTRL</b>		<b>45</b>	<b>45</b>	<b>30</b>	<b>45</b>	<b>45</b>	<b>45</b>	<b>45</b>	<b>45</b>	<b>45</b>	<b>45</b>	<b>45</b>	<b>45</b>	<b>525</b>
PREPARACIONES CAPEX	1.8 x 2.1			3	6	6	6	6	6	6	6	6	6	57
	3.0 x 3.5	35	95		40	70	70	60						370
	3.5 x 3.5	140		80	120	120	140	120	140	160	160	160	200	1,540
	1.5 x 1.5	10	15	20	20	20	20	20						125
<b>Total PREP. CAPEX</b>		<b>185</b>	<b>110</b>	<b>103</b>	<b>186</b>	<b>216</b>	<b>236</b>	<b>206</b>	<b>146</b>	<b>166</b>	<b>166</b>	<b>166</b>	<b>206</b>	<b>2,092</b>
PREPARACIONES	1.8 x 2.1	3	6	6	6	6	6	3						36
	3.0 x 3.5	160	240	170	90	80	140	180	260	260	160	160	200	2,100
	3.5 x 3.5				40	60	80	80						260
	4.0 x 4.0			60		15	50	40	40	40	20	25		290
	5.0 x 4.0	100	85	30	45	55	60	75	20	80	40	40	20	650
<b>Total PREP.</b>		<b>263</b>	<b>331</b>	<b>266</b>	<b>181</b>	<b>216</b>	<b>336</b>	<b>378</b>	<b>320</b>	<b>380</b>	<b>220</b>	<b>225</b>	<b>220</b>	<b>3,336</b>
<b>Total general Avances</b>		<b>1,884</b>	<b>1,782</b>	<b>1,906</b>	<b>1,884</b>	<b>1,823</b>	<b>1,848</b>	<b>2,058</b>	<b>2,088</b>	<b>2,284</b>	<b>2,233</b>	<b>2,238</b>	<b>2,273</b>	<b>21,883</b>

Para la incorporación de reservas se considera a las labores de infraestructura de recursos como labores de acceso a zonas de recursos, y a los desarrollos como galerías en estructura mineral, las preparaciones son en bloque de reservas, que están asociadas a las infraestructuras de operación. Y la Preparación Capex que es una preparación a mediano plazo.

**METAS FISICAS 2013**  
**PROGRAMA DE PRODUCCION MINA**

DESCRIPCION	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AUG	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
<b>EXPLOTACION</b>	81%	88%	85%	87%	86%	85%	84%	81%	80%	83%	83%	85%	84%
Toneladas	57,000	69,900	75,500	77,350	79,050	75,250	77,200	74,350	70,600	76,350	73,250	93,200	899,000
Ley Ag (g/t)	293.58	293.15	296.38	279.68	284.32	285.90	286.59	290.09	281.57	293.95	295.93	278.35	287.94
Ley Au (g/t)	1.37	1.37	1.43	1.41	1.47	1.43	1.48	1.41	1.38	1.37	1.42	1.34	1.41
Pot (m)	7.45	6.88	8.34	8.00	7.26	7.99	7.65	8.31	7.25	7.76	7.43	7.19	7.63
Dil. (%)	28.2%	27.5%	25.7%	24.4%	26.7%	25.5%	23.8%	24.8%	28.4%	30.3%	28.0%	28.9%	26.8%
<b>PREPARACIONES</b>	12%	5%	8%	3%	4%	5%	6%	9%	10%	7%	7%	6%	7%
Toneladas	8,600	4,250	7,200	2,500	3,650	4,550	5,450	8,300	9,200	6,300	6,550	6,600	73,150
Ley Ag (g/t)	268.49	229.24	240.41	371.11	244.06	309.29	345.32	228.52	243.16	228.24	220.81	209.20	253.19
Ley Au (g/t)	1.27	1.09	1.37	1.54	1.28	1.20	1.63	1.19	1.18	1.08	0.98	0.92	1.21
Pot (m)	14.23	18.88	16.59	19.82	19.45	18.48	20.33	16.87	18.72	18.25	17.45	17.41	17.69
Dil. (%)	24.5%	23.4%	24.6%	21.8%	23.2%	23.7%	22.8%	24.7%	23.6%	22.9%	22.5%	22.1%	23.5%
<b>DESARROLLOS</b>	7%	7%	7%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	9%	9%
Toneladas	5,200	5,500	5,800	8,600	8,800	8,650	8,850	8,850	8,650	8,850	8,650	10,000	96,400
Ley Ag (g/t)	172.21	172.75	172.44	172.29	172.40	172.50	172.25	172.25	172.50	172.25	172.50	172.33	172.38
Ley Au (g/t)	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60
Pot (m)	1.57	1.57	1.58	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57
Dil. (%)	91.4%	90.9%	90.4%	90.9%	90.8%	90.7%	90.8%	90.8%	90.7%	90.8%	90.7%	90.9%	90.8%
<b>TOTAL EXTRACCION MINA</b>	<b>70,800</b>	<b>79,650</b>	<b>88,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>109,800</b>	<b>1,068,550</b>
Toneladas	281.62	281.43	283.70	271.82	271.85	276.01	279.03	273.11	266.91	277.66	278.30	264.54	275.14
Ley Ag (g/t)	1.30	1.30	1.37	1.34	1.38	1.33	1.40	1.31	1.28	1.27	1.31	1.24	1.32
Ley Au (g/t)	7.84	7.15	8.57	7.71	7.20	7.90	7.82	8.44	7.89	7.88	7.60	7.29	7.77
Pot (m)	32.4%	31.7%	29.9%	30.8%	32.8%	31.8%	30.2%	31.2%	34.0%	35.6%	33.7%	34.1%	32.4%
Dil. (%)	85%	86%	84%	80%	83%	82%	85%	82%	79%	82%	82%	79%	82%
Reservas (%)	37%	42%	42%	39%	36%	38%	36%	37%	29%	29%	32%	30%	35%
Zona central (%)	25	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	37	365
Dias mes													

CUADRO N°15: CUADRO PROGRAMA DE PRODUCCIÓN ANUAL POR TIPO

FUENTE: Archivo Planeamiento U.O. Pallancata.



**METAS FISICAS 2013  
EXTRACCION POR ZONAS**

ZONA	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
<b>ZONA OESTE</b>	37%	34%	34%	35%	37%	34%	37%	34%	42%	42%	38%	40%	37%
Toneladas	26,450	26,750	30,350	30,600	33,800	30,400	33,500	31,200	36,800	38,800	33,600	44,400	396,650
Ley Ag (g/t)	264.47	271.76	264.92	279.78	291.63	314.20	305.39	305.14	260.87	253.31	249.27	238.52	273.34
Ley Au (g/t)	1.13	1.17	1.16	1.17	1.35	1.28	1.34	1.36	1.27	1.10	1.09	1.04	1.20
Pot (m)	6.87	6.05	6.25	5.26	5.94	6.15	6.88	7.25	6.98	7.43	6.64	5.89	6.47
Dil. (%)	30.5%	27.7%	28.0%	29.7%	27.8%	29.6%	28.6%	28.4%	29.7%	31.8%	33.0%	35.4%	30.3%
<b>ZONA CENTRAL</b>	37%	42%	42%	39%	36%	38%	36%	37%	29%	29%	32%	30%	35%
Toneladas	26,350	33,150	37,600	34,300	33,000	33,950	32,950	34,000	25,550	26,450	28,550	32,850	378,700
Ley Ag (g/t)	313.86	307.25	325.36	289.65	263.33	278.57	266.18	284.90	300.17	324.67	321.57	315.71	298.49
Ley Au (g/t)	1.53	1.56	1.76	1.69	1.48	1.61	1.51	1.42	1.45	1.53	1.55	1.55	1.56
Pot (m)	12.48	11.24	14.15	13.57	12.73	13.61	12.92	14.55	15.62	14.88	13.99	14.32	13.84
Dil. (%)	22.6%	22.3%	19.7%	18.5%	19.2%	18.0%	18.3%	18.4%	18.9%	20.9%	20.0%	18.7%	19.6%
<b>ZONA RANICHICO</b>	18%	18%	16%	19%	18%	18%	19%	20%	20%	20%	21%	19%	19%
Toneladas	12,950	14,400	14,500	16,550	16,650	16,700	16,950	18,200	18,050	18,150	18,300	21,300	202,100
Ley Ag (g/t)	297.17	288.21	267.72	266.96	286.11	284.90	281.15	229.26	270.21	294.27	312.67	280.08	277.94
Ley Au (g/t)	1.43	1.12	1.06	1.15	1.28	1.17	1.35	1.06	1.18	1.30	1.47	1.30	1.24
Pot (m)	2.77	1.68	1.79	2.44	1.44	2.22	2.49	2.15	1.53	1.32	2.03	2.32	2.01
Dil. (%)	48.6%	55.9%	55.6%	48.7%	65.2%	54.5%	49.5%	47.8%	56.5%	69.1%	46.8%	48.7%	53.9%
<b>ZONA ESTE</b>	7%	7%	7%	8%	9%	9%	9%	9%	9%	9%	9%	10%	9%
Toneladas	5,050	5,350	6,050	7,000	8,050	8,000	8,100	8,100	8,050	8,100	8,000	11,250	91,100
Ley Ag (g/t)	163.30	151.49	157.28	161.18	195.35	142.34	217.90	198.77	181.57	203.55	167.19	188.36	179.67
Ley Au (g/t)	0.73	0.88	0.79	0.75	1.26	0.74	1.32	1.25	1.04	1.19	0.99	1.04	1.02
Pot (m)	1.77	2.10	1.78	2.10	1.67	1.73	2.10	1.50	1.72	1.89	1.62	1.74	1.80
Dil. (%)	52.6%	50.5%	49.3%	52.3%	53.7%	57.3%	42.9%	60.7%	57.2%	44.8%	57.2%	48.3%	52.2%
<b>TOTAL EXPLOTACION</b>													
Toneladas	70,800	79,650	88,500	88,450	91,500	88,450	91,500	91,500	88,450	91,500	88,450	109,800	1,068,550
Ley Ag (g/t)	281.62	281.43	283.70	271.82	271.96	276.01	279.03	273.11	266.91	277.66	278.30	264.54	275.14
Ley Au (g/t)	1.30	1.30	1.37	1.34	1.38	1.33	1.40	1.31	1.28	1.27	1.31	1.24	1.32
Pot (m)	7.84	7.15	8.57	7.71	7.20	7.90	7.82	8.44	7.89	7.88	7.80	7.29	7.77
Dil. (%)	32.4%	31.7%	29.9%	30.8%	32.8%	31.8%	30.2%	31.2%	34.0%	35.6%	33.7%	34.1%	32.4%
Explotación (%)	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
Días mes	25	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	37	365
Producción diaria	3,078	3,063	3,062	3,169	3,166	3,169	3,166	3,164	3,169	3,166	3,169	3,137	3,134

CUADRO N°16: CUADRO PROGRAMA DE PRODUCCIÓN ANUAL POR ZONAS

FUENTE: Archivo Planeamiento U.O. Pallancaña



**METAS FISICAS 2013  
EXPLOTACION POR METODOS**

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
<b>CRM1</b>	26%	26%	25%	23%	25%	25%	23%	24%	25%	26%	25%	28%	28%
Toneladas	14,850	17,950	18,900	17,500	19,700	17,500	18,000	17,950	17,300	19,900	18,500	18,500	223,900
Ley Ag (g/t)	301.81	292.61	280.20	289.20	307.54	297.97	324.43	232.44	233.45	268.01	255.36	264.17	278,25
Ley Au (g/t)	1.55	1.41	1.31	1.31	1.54	1.42	1.68	1.30	1.26	1.32	1.47	1.30	1.40
Pot (m)	1.45	1.44	1.53	1.48	1.39	1.33	1.48	1.31	1.30	1.35	1.36	1.31	1.39
Dil. (%)	38.3%	36.9%	34.6%	34.0%	39.7%	42.2%	36.7%	39.8%	40.3%	39.8%	39.8%	40.1%	38.6%
<b>CRM2</b>	22%	22%	21%	23%	17%	18%	20%	22%	22%	20%	21%	21%	21%
Toneladas	12,600	15,050	16,050	17,500	13,500	13,700	15,150	16,100	15,500	15,500	15,500	18,400	185,550
Ley Ag (g/t)	323.97	297.54	299.87	310.31	353.26	395.90	380.97	372.33	404.65	372.23	442.87	347.06	367,85
Ley Au (g/t)	1.64	1.47	1.52	1.55	1.81	1.91	1.81	1.81	1.81	1.80	2.00	1.62	1.72
Pot (m)	11.28	9.56	10.04	10.19	10.96	11.89	11.80	11.80	10.28	11.26	11.95	12.47	11.13
Dil. (%)	18.4%	25.0%	24.8%	18.2%	29.4%	18.6%	17.6%	17.8%	24.9%	30.6%	18.5%	17.8%	21.7%
<b>CRM3</b>	27%	30%	27%	31%	31%	30%	32%	33%	37%	36%	39%	38%	33%
Toneladas	15,150	20,950	20,100	24,300	24,700	22,750	24,700	24,700	25,950	27,400	28,400	35,800	294,900
Ley Ag (g/t)	207.82	238.83	263.83	264.32	273.87	248.32	240.80	304.86	258.24	249.78	225.68	230.82	250,89
Ley Au (g/t)	0.90	1.07	1.20	1.15	1.34	1.05	1.18	1.34	1.29	1.13	1.01	1.11	1.16
Pot (m)	5.39	5.87	7.03	6.98	6.99	7.19	6.74	7.30	6.99	6.99	7.09	6.44	6.88
Dil. (%)	36.7%	28.2%	25.0%	25.5%	22.8%	26.6%	23.6%	24.8%	28.0%	30.3%	30.9%	32.9%	28.0%
<b>BF</b>	14%	14%	14%	9%	11%	9%	8%	7%	12%	8%	6%	4%	9%
Toneladas	8,000	9,500	10,250	6,750	8,800	7,100	6,550	5,500	8,650	6,250	4,500	3,500	85,350
Ley Ag (g/t)	416.29	425.85	394.61	186.17	244.94	256.04	281.01	290.18	262.10	281.44	248.20	255.77	306,89
Ley Au (g/t)	1.61	1.89	1.78	1.26	1.35	1.44	1.51	1.26	1.22	1.29	1.60	1.69	1.50
Pot (m)	11.07	11.17	11.73	6.99	8.95	10.62	14.06	16.26	11.67	12.49	4.89	5.75	10.74
Dil. (%)	22.5%	21.5%	22.5%	26.5%	20.9%	16.5%	16.1%	15.9%	19.2%	20.2%	19.6%	16.0%	20.2%
<b>SARC</b>	11%	9%	14%	15%	16%	19%	17%	14%	5%	10%	9%	12%	12%
Toneladas	6,400	6,450	10,200	11,300	12,350	14,200	12,800	10,100	3,200	7,300	6,350	8,650	109,300
Ley Ag (g/t)	264.28	265.40	286.24	300.41	220.88	240.02	212.90	225.30	187.34	374.96	404.01	372.47	274,28
Ley Au (g/t)	1.28	1.27	1.64	2.00	1.30	1.57	1.37	1.31	1.03	1.52	1.61	1.62	1.50
Pot (m)	14.20	12.69	17.49	17.66	11.90	12.29	10.14	11.54	12.38	16.61	17.45	16.62	14.04
Dil. (%)	16.8%	16.9%	17.4%	17.8%	18.2%	18.2%	19.5%	18.5%	17.7%	16.2%	16.0%	16.4%	17.7%
<b>TOTAL EXPLOTACION</b>													
Toneladas	57,000	69,900	75,500	77,350	79,050	75,250	77,200	74,350	70,600	76,350	73,250	93,200	899,000
Ley Ag (g/t)	293.58	293.15	296.38	279.68	284.32	285.90	286.59	290.08	281.57	293.95	295.93	278.35	287,94
Ley Au (g/t)	1.37	1.37	1.43	1.41	1.47	1.43	1.48	1.41	1.38	1.37	1.42	1.34	1.41
Pot (m)	7.45	6.88	8.34	8.00	7.26	7.99	7.65	8.31	7.25	7.76	7.43	7.19	7.63
Dil. (%)	28.2%	27.5%	25.7%	24.4%	26.7%	25.5%	23.8%	24.8%	28.4%	30.3%	28.0%	28.9%	26.8%

CRM1: Perforación vertical, Jackleg / Microscoop 1.0 yd3

CRM2: Perforación horizontal (breasting), Jumbo / Scoop 4.0 yd3

CRM3: Perforación vertical, Jumbo/Scoop 4.0 yd3

Exploatación (%)

81% 88% 85% 87% 86% 85% 84% 81% 80% 83% 85% 84%

81% 88% 85% 87% 86% 85% 84% 81% 80% 83% 85% 84%

81% 88% 85% 87% 86% 85% 84% 81% 80% 83% 85% 84%

81% 88% 85% 87% 86% 85% 84% 81% 80% 83% 85% 84%

81% 88% 85% 87% 86% 85% 84% 81% 80% 83% 85% 84%

81% 88% 85% 87% 86% 85% 84% 81% 80% 83% 85% 84%

81% 88% 85% 87% 86% 85% 84% 81% 80% 83% 85% 84%

81% 88% 85% 87% 86% 85% 84% 81% 80% 83% 85% 84%

81% 88% 85% 87% 86% 85% 84% 81% 80% 83% 85% 84%

**CUADRO N°17: CUADRO PROGRAMA DE PRODUCCIÓN ANUAL POR METODO DE MINADO**

FUENTE: Archivo Planeamiento U.O. Pallancata



**METAS FISICAS 2013  
EXPLOTACION RESERVAS & RECURSOS**

DESCRIPCION	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
<b>RESERVAS</b>	85%	86%	84%	80%	83%	82%	85%	82%	79%	82%	82%	79%	82%
Toneladas	60,100	68,650	74,500	71,150	76,150	72,300	77,650	75,150	70,100	75,450	72,300	86,850	880,360
Ley Ag (g/t)	294.78	294.41	298.95	291.51	285.24	292.09	291.57	286.93	274.57	294.70	285.63	280.47	289.06
Ley Au (g/t)	1.39	1.39	1.48	1.48	1.50	1.46	1.52	1.41	1.35	1.38	1.39	1.35	1.43
Pot (m)	8.65	7.93	9.65	8.70	8.07	8.83	8.45	9.50	9.22	9.00	8.53	8.29	8.73
Dil. (%)	27.4%	26.0%	23.5%	23.5%	24.6%	25.2%	24.0%	24.5%	25.8%	26.7%	27.4%	28.6%	25.6%
<b>RECURSOS</b>	15%	14%	16%	20%	17%	18%	15%	18%	21%	18%	18%	21%	18%
Toneladas	10,700	11,000	14,000	17,300	15,350	16,150	13,850	16,350	18,350	16,050	16,150	22,950	188,200
Ley Ag (g/t)	207.72	200.41	202.56	190.84	206.00	204.00	208.77	209.61	237.62	197.54	245.46	204.24	210.00
Ley Au (g/t)	0.81	0.76	0.82	0.75	0.75	0.78	0.74	0.85	1.03	0.77	0.96	0.85	0.83
Pot (m)	3.33	2.31	2.80	3.61	2.85	3.74	4.28	3.55	2.81	2.64	3.44	3.51	3.26
Dil. (%)	54.3%	65.5%	64.0%	56.1%	73.4%	55.2%	56.7%	55.8%	63.0%	81.4%	55.6%	49.1%	60.4%
<b>TOTAL EXTRACCION</b>													
Toneladas	70,800	79,650	88,500	88,450	91,500	88,450	91,500	91,500	88,450	91,600	88,450	109,800	1,068,550
Ley Ag (g/t)	281.62	281.43	283.70	271.82	271.95	276.01	279.03	273.11	266.91	277.66	278.30	264.54	275.14
Ley Au (g/t)	1.30	1.30	1.37	1.34	1.38	1.33	1.40	1.31	1.28	1.27	1.31	1.24	1.32
Pot (m)	7.84	7.15	8.57	7.71	7.20	7.90	7.82	8.44	7.89	7.88	7.60	7.29	7.77
Dil. (%)	32.36%	31.66%	29.89%	30.83%	32.76%	31.82%	30.19%	31.20%	33.98%	35.62%	33.70%	34.13%	32.4%
Explotación (%)	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%

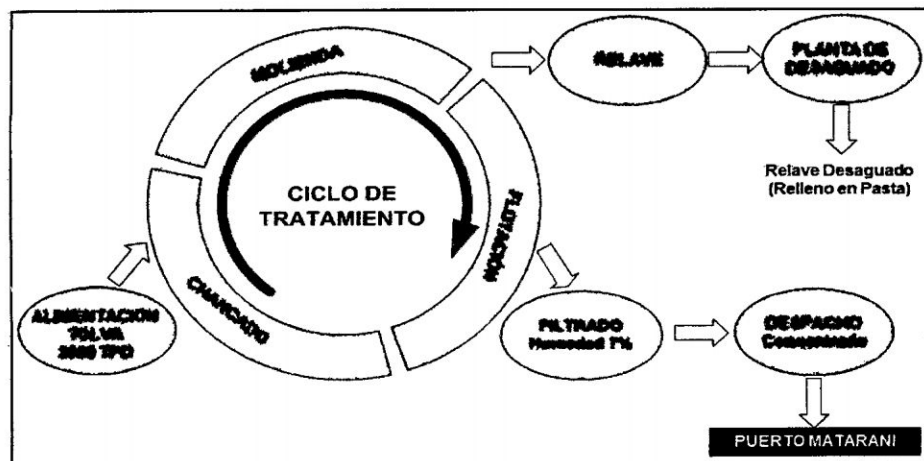
Días mes	25	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	30	31	30	31	37	365

**CUADRO N°18: CUADRO PROGRAMA DE PRODUCCIÓN ANUAL POR CLASIFICACION RECURSO/RESERVA**  
FUENTE: Archivo Planeamiento U.O. Pallancata.

## 4.5 BALANCE METALÚRGICO

La plata concentradora de Selene tiene una capacidad de tratamiento de 3000 toneladas al día, se encuentra a 22 Km. de la Unidad Pallancata (Ver Plano N°8, en Anexos), el cual el mineral es transportado desde la unidad mediante una carretera afirmada con la flota de volquetes FM-12 Volvo. Hacia la alimentación en la tolva de gruesos en Selene y Canchas (Ver Flujo de Mineral en Plano N°10, en Anexos).

A continuación se muestra el esquema del ciclo de operación de tratamiento, compuesto por 3 circuitos principales (Chancado, Molienda y Flotación); el cual el relave se trata en la planta de desaguado para su transporte hacia la Planta de Relleno en Pasta, para el ciclo de relleno en la fase operativa de la mina (Ver Item 3.5, Capítulo III).



El chancado es la etapa que fragmenta el mineral extraído a dimensiones adecuadas para que puedan ser procesadas en Molienda. La molienda es la etapa que reduce el tamaño del mineral a granulometrías adecuadas que garanticen la liberación de elementos de valor económico. El Filtrado es el proceso metalúrgico que permite la separación de las especies valiosas del material estéril (Ver Flow Sheet en Plano N°08 en Anexos).



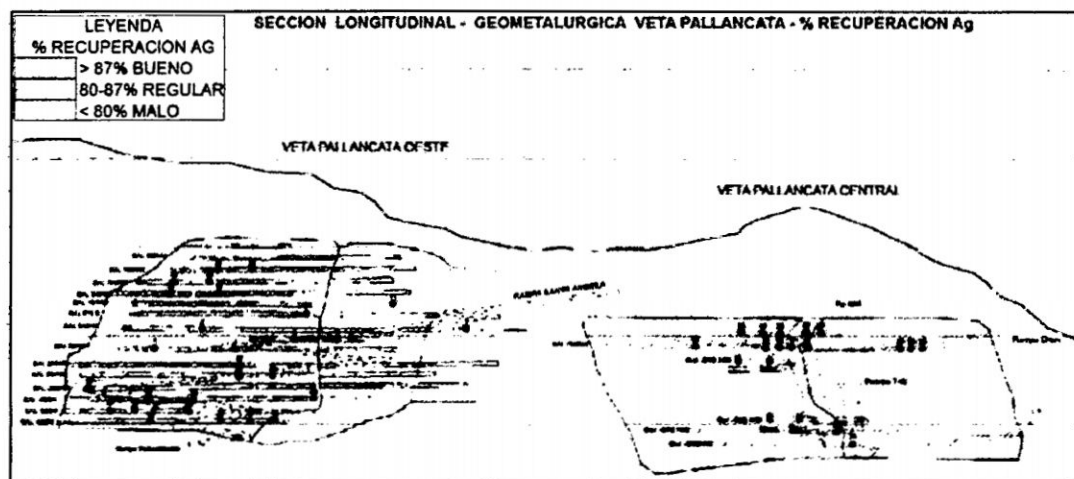
#### 4.5.1 CONSIDERACIÓN GEOMETALÚRGICA

EL yacimiento de la Unidad Pallancata, mantiene en su composición mineralógica elementos depresores para la recuperación metalúrgica, los óxidos reducen la capacidad de flotar el mineral tratado en el circuito de flotación, y por ende hay mayor pérdida de finos en suspensión y se dirigen hacia el relave con alto contenido de sulfuros y finos de plata; por lo tanto, se realizó un estudio de distracción de rayos X y fluorescencia para determinación de arcillas y óxidos en la Unidad Pallancata, A partir de estos resultados se presentaron una con distribución de Óxidos y otra con distribución de arcillas (composición mineralógica), que permitieron definir de primera instancia observar su distribución espacial en la Veta Pallancata. Las observaciones por zonas de operación fueron:

- Zona Este, se observa una distribución estratificada normal comenzando con la zona de óxidos en superficie pasando a la zona de transición y de allí a la zona de sulfuros en la base que comienza a cota 4150m.
- Zona Central, La distribución se presenta en halos concéntricos invertidos ya que el núcleo central contiene óxidos pasando hacia afuera a la zona de transición y finalmente en el exterior se observan sulfuros.
- La distribución es en halos concéntricos normales ya que el porcentaje de óxidos sube desde el núcleo central hacia el borde de la estructura donde el mineral se clasifica como oxido y desde el punto de vista de porcentaje de azufre en el sulfuro es menor que 0.04%.

Los resultados fueron que la distribución de óxidos y sulfuros obtenida en base al porcentaje de azufre es similar a la del porcentaje de óxidos por lo tanto ambos métodos son válidos para definir la mena como oxido intermedio

o sulfuro. Si tomamos la distribución de óxidos y la comparamos con la recuperación metalúrgica de la plata se observa que en Pallancata Central donde se concentran los óxidos la recuperación es mala menor al 80 %. En Pallancata Oeste la recuperación es buena mayor al 87% el área caracterizada como zona de transición con 0.04 a 0.55% de azufre en el sulfuro, y la recuperación baja a medida que nos acercamos a Pallancata Central y la zona de transición pierde potencia. Todo esto indicó que si hay una correlación entre el % de Óxidos determinados directa o indirecta a partir del porcentaje de azufre que tiene la ventaja de tiempo para obtener resultado y la económica. A continuación se aprecia las zonas de recuperación para las Zonas Pallancata Oeste, Central y Este.



Las diferentes zonas con óxidos y sus arcillas asociadas, observando el impacto en la recuperación, afecta todo el proceso de mina. Los óxidos disminuyen desde superficie hacia profundidad es así que se ha definido que con un aporte de producción en promedio de 35% de la Zona Central respecto al compósito general de las otras vetas, la recuperación metalúrgica garantiza el margen por encima del dato presupuestado como premisa inicial de las metas físicas.



#### 4.5.2 BALANCE METALÚRGICO ANUAL

De acuerdo a las consideraciones de operación mina que refiere aporte de 35% de la Zona Central (Ver Cuadro N°16, Programa por Zonas), y tratamiento planta con la recuperación metalúrgica (Ver Cuadro N°13, Objetivo Anual), se aplica el 95% a la ley de cabeza por factor de reconciliación en la cual podemos calcular el balance general de la composición del plan anual de producción; se aplica las fórmulas de cálculo:

##### *Cabeza Recalculada*

$$= \frac{(Ley\ Conc.\ Efectivo * TM\ conc.\ Efectivo) + (Ley\ Relave * TM\ Relave)}{TM\ Alimentadas}$$

##### *TM Conc. Metalurgico*

$$= \left( \frac{Ley\ Cab. - Ley\ RLV}{Ley\ Conc.\ Meta. - Ley\ RLV} \right) * TM\ Alimentadas$$

##### *Recuperacion Metalurgica*

$$= \left( \frac{Ley\ Conc.\ Meta. * TM\ Conc.\ Meta.}{Ley\ Cab. * TM\ Alimentadas} \right) * 100$$

##### *Finos en el Conc. Metalurgico*

$$= \frac{Ley\ Conc.\ Meta. * TM\ Conc.\ Meta.}{31.103477}$$

##### *Ratio*

$$= \frac{TM\ Alimentadas}{TM\ Conc.\ Meta.}$$

##### *TM Conc. Efectivo*

$$= (\# \text{ Big Bag Extraídos}) * \frac{100 - \% \text{ Humedad}}{100}$$

##### *Recuperacion Efectiva*

$$= \left( \frac{Ley\ Conc.\ Efect. * TM\ Conc.\ Efect.}{Ley\ Cab. * TM\ Alimentadas} \right) * 100$$

##### *Oz Equivalentes*

$$= Oz\ Ag\ Efect. + (Oz\ Au\ Efect. * 60)$$



## PROGRAMA DE TRATAMIENTO ANUAL - BALANCE METALÚRGICO

	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
In extraídas	70,800	79,650	88,500	88,450	91,500	88,450	91,500	91,500	88,450	91,500	88,450	109,800	1,066,550
Au (gr/mt)	1.30	1.30	1.37	1.34	1.38	1.33	1.40	1.31	1.28	1.27	1.31	1.24	1.32
Ag (gr/mt)	281.62	281.43	283.70	271.82	271.95	276.01	279.03	273.11	266.91	277.66	278.30	264.54	275.14
TPD tratamiento	2,950	2,950	2,950	3,050	3,050	3,050	3,050	3,050	3,050	3,050	3,050	3,050	3,027
In tratadas	70,800	79,650	88,500	88,450	91,500	88,450	91,500	91,500	88,450	91,500	88,450	109,800	1,068,550
Au (gr/mt)	1.24	1.24	1.31	1.27	1.31	1.27	1.33	1.25	1.22	1.21	1.24	1.18	1.25
Ag (gr/mt)	267.54	267.35	269.51	258.23	258.35	262.21	265.08	259.45	253.56	263.77	264.38	251.31	261.38
Rec. Au%	66.9	66.9	66.9	66.9	66.9	66.9	66.9	66.9	66.9	66.9	66.9	66.9	66.90
Rec. Ag%	82.8	82.8	82.8	82.8	82.8	82.8	82.8	82.8	82.8	82.8	82.8	82.8	82.80
Ratio de Concent.	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0
Concentrado (tms)	544.6	612.7	680.8	680.4	703.8	680.4	703.8	703.8	680.4	703.8	680.4	844.6	8,220
Fino Au	1,886	2,123	2,484	2,415	2,572	2,413	2,624	2,455	2,316	2,377	2,364	2,793	28,822.1
Fino Ag	504,264	566,907	634,985	608,059	629,321	617,423	645,711	632,004	597,066	642,527	622,547	734,598	7,435,412.2
<b>Cx. g.g. Ag s/mh. (66%)</b>	<b>370,463</b>	<b>416,891</b>	<b>470,430</b>	<b>451,788</b>	<b>478,167</b>	<b>457,308</b>	<b>483,873</b>	<b>467,884</b>	<b>443,622</b>	<b>471,102</b>	<b>458,916</b>	<b>543,308</b>	<b>5,498,844</b>

## DETALLE UNIDAD PALLANCATA

	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
Mineral Preparaciones	8,600	4,250	7,200	2,500	3,650	4,550	5,450	8,300	9,200	6,300	6,550	6,600	73,150
Ley Ag	268.49	228.24	240.41	371.11	244.06	309.29	345.32	228.52	243.16	228.24	220.81	209.20	253.19
Ley Au	1.27	1.09	1.37	1.54	1.28	1.20	1.63	1.19	1.18	1.08	0.98	0.92	1.21
Mineral Desarrollos	5,200	5,500	5,800	8,600	8,800	8,650	8,850	8,850	8,650	8,850	8,650	10,000	96,400
Ley Ag	172.21	172.75	172.44	172.29	172.40	172.50	172.25	172.25	172.50	172.25	172.50	172.33	172.38
Ley Au	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60
Mineral Tejos	57,000	69,900	75,500	77,350	79,050	75,250	77,200	74,350	70,600	76,350	73,250	93,200	899,000
Ley Ag	293.58	293.15	296.38	279.68	284.32	285.90	286.59	290.09	281.57	293.95	295.93	278.35	287.94
Ley Au	1.37	1.37	1.43	1.41	1.47	1.43	1.48	1.41	1.38	1.37	1.42	1.34	1.41
<b>Mineral Tochi</b>	<b>70,800</b>	<b>79,650</b>	<b>88,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>109,800</b>	<b>1,068,550</b>
Ley Ag	261.62	261.43	263.70	271.82	271.95	276.01	279.03	273.11	266.91	277.66	278.30	264.54	275.14
Ley Au	1.30	1.30	1.37	1.34	1.38	1.33	1.40	1.31	1.28	1.27	1.31	1.24	1.32
<b>Mineral Tratamiento</b>	<b>70,800</b>	<b>79,650</b>	<b>88,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>91,500</b>	<b>88,450</b>	<b>109,800</b>	<b>1,068,550</b>
Ley Ag	267.54	267.35	269.51	258.23	258.35	262.21	265.08	259.45	253.56	263.77	264.38	251.31	261.38
Ley Au	1.24	1.24	1.31	1.27	1.31	1.27	1.33	1.25	1.22	1.21	1.24	1.18	1.25
<b>TPD Tejos</b>	<b>2,478</b>	<b>2,688</b>	<b>2,603</b>	<b>2,763</b>	<b>2,726</b>	<b>2,688</b>	<b>2,662</b>	<b>2,564</b>	<b>2,521</b>	<b>2,633</b>	<b>2,616</b>	<b>2,663</b>	<b>2,636</b>
<b># Tejos</b>	<b>30</b>	<b>30</b>	<b>32</b>	<b>32</b>	<b>33</b>	<b>30</b>	<b>31</b>	<b>30</b>	<b>32</b>	<b>33</b>	<b>32</b>	<b>34</b>	<b>32</b>

CUADRO N°19: CUADRO PROGRAMA TRATAMIENTO ANUAL DE PRODUCCIÓN  
FUENTE: Archivo Planeamiento U.O. Pallancata



METAS FISICAS													
PROGRAMA DE PRODUCCION PLANTA													
VETA	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
<b>ALIMENT. PLANTA ....FR....&gt;</b>		95.0%											
Toneladas	70,800	79,650	88,500	88,450	91,500	88,450	91,500	91,500	88,450	91,500	88,450	109,800	1,068,550
Ley Ag (g/t)	267.54	267.35	269.51	258.23	258.35	262.21	265.08	259.45	253.56	263.77	254.38	251.31	261.38
Ley Au (g/t)	1.24	1.24	1.31	1.27	1.31	1.27	1.33	1.25	1.22	1.21	1.24	1.18	1.25
<b>RECUPERACION</b>													
Ag (%)	82.80%	82.80%	82.80%	82.80%	82.80%	82.80%	82.80%	82.80%	82.80%	82.80%	82.80%	82.80%	82.80%
Au (%)	66.90%	66.90%	66.90%	66.90%	66.90%	66.90%	66.90%	66.90%	66.90%	66.90%	66.90%	66.90%	66.90%
<b>PROD. CONCENT.</b>													
Toneladas	545	613	681	680	704	680	704	704	680	704	680	845	8,220
Ley Ag (g/t)	28,799	28,779	29,012	27,797	27,810	28,225	28,534	27,929	27,295	28,394	28,459	27,052	28,136
Ley Au (g/t)	107.7	107.8	113.5	110.4	113.6	110.3	115.9	108.5	105.9	105.1	108.0	102.8	109.1
<b>RELAVE</b>													
Toneladas	70,255	79,037	87,819	87,770	90,796	87,770	90,796	90,796	87,770	90,796	87,770	108,955	1,060,330
Ley Ag (g/t)	46.36	46.33	46.71	44.75	44.77	45.44	45.94	44.96	43.94	45.71	45.82	43.55	45.30
Ley Au (g/t)	0.41	0.41	0.44	0.42	0.44	0.42	0.44	0.42	0.41	0.40	0.41	0.39	0.42
<b>RATIO CONC.</b>	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0	130.0
<b>CONTENIDO FINO</b>													
Ag (Onzas)	504,264	566,907	634,985	608,059	629,321	617,423	645,711	632,004	597,066	642,527	622,547	734,598	7,435,412
Au (Onzas)	1,886	2,123	2,484	2,415	2,572	2,413	2,624	2,455	2,316	2,377	2,364	2,793	28,822
Ag Eq. (Onzas)	617,436	694,301	784,050	752,980	783,612	762,182	803,122	779,323	736,037	785,171	764,359	902,167	9,164,740
<b>Ag Eq. (Onzas)</b>	<b>379,461</b>	<b>436,861</b>	<b>479,439</b>	<b>459,796</b>	<b>476,967</b>	<b>467,399</b>	<b>491,873</b>	<b>467,566</b>	<b>441,222</b>	<b>471,992</b>	<b>458,806</b>	<b>541,308</b>	<b>5,408,844</b>
<b>TMSD</b>	<b>2,950</b>	<b>2,950</b>	<b>2,950</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,050</b>	<b>3,027</b>
Días mes	25	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	37	365
Días Operación Planta	24	27	30	29	30	29	30	30	29	30	29	36	353

CUADRO N°20: CUADRO PROGRAMA TRATAMIENTO ANUAL POR CLASIFICACIÓN

FUENTE: Archivo Planeamiento U.O. Pallancata



## 4.7 PLANEAMIENTO DE INCORPORACIÓN DE RESERVAS

PROGRAMA DE INCORPORACION DE RESERVAS PALLANCATA 2013								
							Desarrollo	kpi
LUISA	GL 4410	213,934	431	1.67	2.49	21%	520	411
LUISA	GL 4360	118,854	466	1.41	2.60	21%	500	238
LUISA	GL 4230	194,961	255	0.67	1.04	55%	770	253
PARALELA	GL 4110	53,402	207	0.73	1.56	31%	360	148
PESTE	GL 4140	151,896	241	0.86	1.30	34%	1,450	105
PESTE	GL 4090	47,012	269	1.78	1.08	47%	300	157
RINA	GL 4350	23,659	382	1.39	0.97	57%	120	197
RINA	GL 4275	132,946	426	1.35	1.31	37%	660	201
MILAGROS	GL 4520	77,951	131	0.97	0.93	53%	440	177
ROSMERY	GL 4500	43,563	135	0.76	0.85	62%	250	174
ROSMERY	GL 4520	29,964	136	0.86	0.84	63%	180	166
<b>Total</b>		<b>1,088,742</b>	<b>3,315</b>	<b>1.15</b>	<b>0.87</b>	<b>38%</b>	<b>3,550</b>	<b>196</b>

PROGRAMA INCORPORACION DE RESERVAS		
VETA	Desarrollo	Total
LUISA	1,790	527,748
PARALELA	360	53,402
PESTE	1,750	198,908
RINA	780	156,605
MILAGROS	440	77,951
ROSMERY	430	73,528
<b>Total Desarrollo</b>	<b>5,550</b>	
<b>Total Incorporacion</b>		

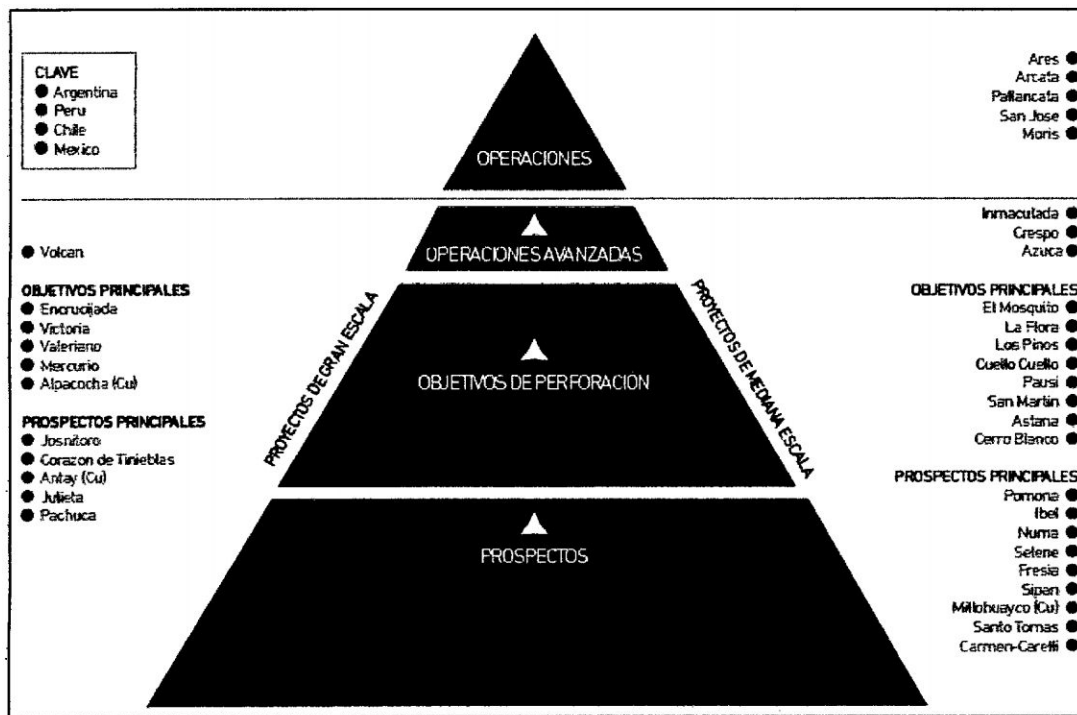
CUADRO N°21: CUADRO PROGRAMA INCORPORACIÓN DE RESERVAS  
FUENTE: Archivo Planeamiento U.O. Pallancata

VETA	UBICACION	NOMBRE	DIAM. (m)	LONGITUD / CRONOGRAMA																			
				CHIMENES RAISE BORING - EQUIPO R61Z MASTER DRILLING																			
				ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL							
Pall Oeste	Superficie	RB1	1.5									100	150									250	
Rina	Int. mina	RB2	1.5																				0
Pall Este	Int. mina	RB OP2	1.5																				0
Pall Este	Int. mina	RB	2.1																				0
Pall Este	Superficie	RB	2.1			100	150																250
Pall Este	Int. mina	RB	1.5					50															50
Pall Este	Int. mina	RB OP	2.1							50													50
Pall Este	Int. mina	RB	1.5																	50			50
Pall Este	Superficie	RB	2.1																	80	100		180
Luisa	Int. mina	RB OP3	1.5																				0
Luisa	Superficie	RB V4	2.1							180													180
Luisa	Int. mina	RB OP5	1.5																	80			80
Luisa	Int. mina	RB OP6	1.5																		50		50
Luisa	Int. mina	RB OP7	1.5																	50			50
Rina	Superficie	RB V4	2.1																70	100			170
V. Carmen	Int. mina	RBV1	2.1							100													100
Pall Oeste	Int. mina	RBV1	2.1							70	50												120
Cirnoide	Int. mina	RB1	1.5	60																			60
Anais/Rebeca	Int. mina	RB1	1.5		65																		65
Pall Central	Int. mina	RB1	2.1	90																			90
Pall Central	Int. mina	RB-OP1	1.5																			80	80
<b>TOTAL INFRAESTRUCTURA</b>				<b>150</b>	<b>135</b>	<b>150</b>	<b>150</b>	<b>150</b>	<b>180</b>	<b>150</b>	<b>150</b>	<b>150</b>	<b>150</b>	<b>150</b>	<b>150</b>	<b>180</b>	<b>180</b>						

CUADRO N°22: CUADRO PROGRAMA INFRAESTRUCTURA RAISE BORE  
FUENTE: Archivo Planeamiento U.O. Pallancata

## 4.8 PROGRAMA DE EXPLORACIONES

Se tiene una base de activos y una amplia cartera de proyectos en desarrollo en todo el continente americano. La estrategia consiste en crear valor a través de la optimización operaciones actuales, la exploración extensiva y la adquisición oportuna de proyectos en fases iniciales.



La pirámide de crecimiento incluye y clasifica nuevos proyectos, desde las operaciones en curso, proyectos avanzados, proyectos Company Maker, proyectos de mediana escala y, por último la cartera de tierra de primera calidad. La pirámide también ilustra cómo estos proyectos avanzan desde perspectivas, a metas a perforar, a proyectos avanzados y por último a operaciones en producción.

Para nuestro caso en la Unidad Pallancata se alinea a los objetivos de la organización tal es así que se genera programas de Infill Drilling para generar certeza geológica en los recursos minerales.



El objetivo anual de incorporación en recursos minerales es de 1'500,000 toneladas con Ley de Ag Equivalente en el orden de 500 g/t, correspondientes al cuartil Q4 de recursos.

Para tal efecto en la Unidad Pallancata se ha definido las siguientes zonas para Infill Drilling, considerando Vetas en Recursos Indicados para generar la certeza y clasificarla como Medidos para su posterior evaluación técnico económica y poder incorporarlas al grado de reservas.

En el siguiente cuadro se aprecia las vetas asociadas en recurso para su perforación diamantina desde puntos en interior mina y plataformas en superficie y que están dentro de la zona de operaciones con los permisos de las comunidades y dentro de nuestros límites de operación (Ver Plano N°1, en Anexos).

INFILL "ZONAS INCORP_RESERVAS" 2103				
PALLANCATA				
VETA	UBICACIÓN	DDH	TOTAL (m)	TOTAL(US\$)
Ramal Central	Int. Mina	0	0	
Luisa 1	Int. Mina	5	590	
Rosmery	Int. Mina	13	1,430	
Tensional Rina	Int. Mina	0	0	
Luisa	Int. Mina	6	910	
Mariana	Int. Mina	0	0	
Elisa	Int. Mina	0	0	
Milagros	Int. Mina	12	1,810	
Paralela	Int. Mina	7	975	
<b>Sub - Total</b>	<b>Int. Mina</b>	<b>43</b>	<b>5,715</b>	<b>542,925</b>
Luisa	Superficie	27	7,410	
Pallancata Este	Superficie	12	4,640	
San Javier	Superficie	0	0	
Elisa	Superficie	0	0	
Huararani 1	Superficie	0	0	
Ramal Huararani	Superficie	0	0	
Rina	Superficie	18	4,450	
<b>Sub - Total</b>	<b>Superficie</b>	<b>57</b>	<b>16,500</b>	<b>1,980,000</b>
<b>TOTAL</b>		<b>100</b>	<b>22,215</b>	<b>2,522,925</b>
Gastos adicionales				1,568,190
<b>TOTAL INFIL TOTAL INFILL 2013 US\$</b>				<b>4,091,115</b>



Las exploraciones es manejada directamente por la Vice Presidencia de Exploraciones Hocplc y maneja un importante programa de exploración y una amplia cartera de proyectos en desarrollo, que son elementos fundamentales de estrategia corporativa de proyectos en desarrollo, greenfields y brownfields (exploración en un radio de 10 a 20 km. de la unidad minera y en un radio superior a los 20 km. de la unidad minera, respectivamente) en diversas ubicaciones de las regiones americanas con más de 1.5 millón de hectáreas de explotaciones, en cuatro países del continente americano Perú, Chile, México y Argentina.

#### **4.9 PLANEAMIENTO A LARGO PLAZO (LIFE OF MINE)**

La elaboración del LOM, muestra el plan de producción de la mina y planta hasta el agotamiento de las reservas (proyectadas al 2018), así como la programación de los diferentes requerimientos de recursos que sustenten dichos planes. Como se trata de una serie de planes que contemplan el agotamiento de las reservas, se les conoce como LOM (life of mine o vida de mina). Los planes permitirán proyectar las ventas, costos de operación, montos de inversión y serán la base para elaborar las proyecciones financieras de la empresa, las mismas que servirán para alinear el planeamiento estratégico a nivel corporativo.

Para la elaboración del presente informe se han tenido en cuenta las siguientes consideraciones:

- Reservas Disponibles.
- Nivel de Producción.
- Vida de Mina.



#### 4.9.1 RESERVAS DISPONIBLES

La elaboración de los planes de agotamiento de reservas se inicia en cuanto se disponga con el inventario de reservas minerales, las mismas que se distribuyen en las unidades de producción (tajeos) y estas unidades se programan hasta su agotamiento. Para el caso de la Unidad Operativa Pallancata se cuenta con el inventario de reservas (Ver Item 2.7.4. Cuadro N°12: Inventario de Reservas)

#### 4.9.2 NIVEL DE PRODUCCIÓN

Se está considerando que el nivel de producción de la mina será igual a la capacidad nominal de la planta de procesamiento, que para el caso de Pallancata es de 3,000 toneladas por día (tpd), trabajando 353 días al año distribuidos mensualmente (Ver Item 4.1.3. Cuadro N°14: Cuadro de Premisas Operativas).

#### 4.9.3 VIDA DE MINA

Para elaborar el plan de producción adecuadamente, es vital saber en qué lapso de tiempo uno debe explotar las reservas disponibles. Esto evitará programar tajos cuya vida se extienda en exceso ya que esto impide alcanzar los objetivos de producción.

La fórmula a usarse es:

$$\text{Vida de Mina (años)} = \text{Rd} / \text{Pm}$$

En donde:

Rd: Reservas disponibles (TMS),

Pm: Capacidad de producción anual de mina (toneladas por año), a su vez este valor es el producto entre la producción nominal diaria y los días a trabajar en el año.



En caso se presenten distintos niveles de producción (expansiones, ampliaciones), se deberá realizar el cálculo de manera separada para cada nivel de producción y luego sumar las vidas resultantes. La vida de mina estimada se limita exclusivamente a la explotación de las reservas e ignora posibles stocks de mineral inventariados; sin embargo, estos stocks deberán considerarse en el plan procesamiento.

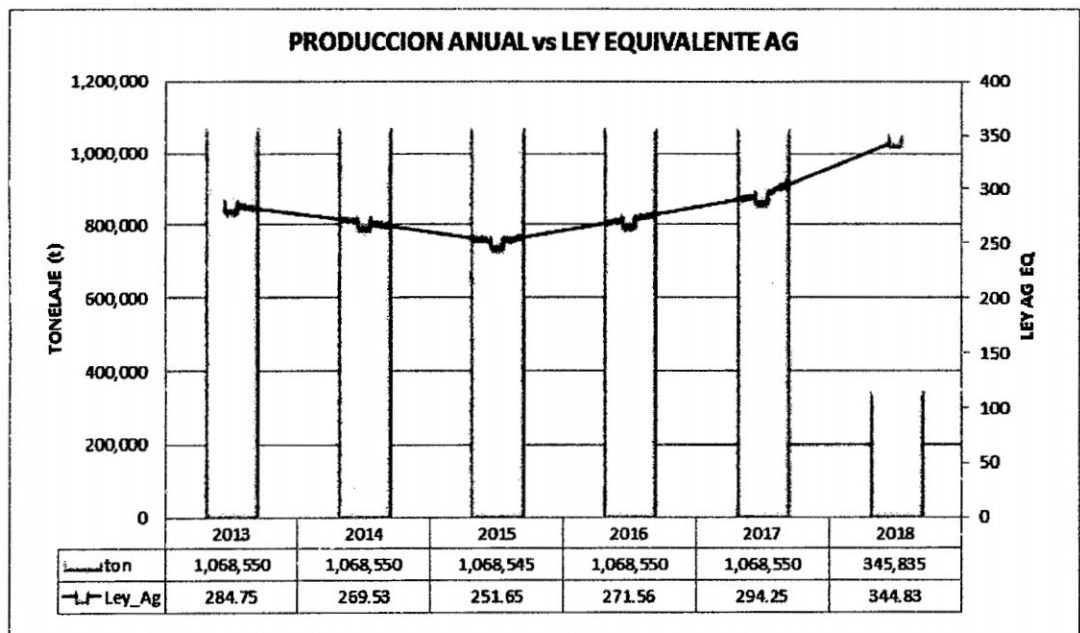
Para el caso de La Unidad Pallancata tenemos: Recursos como Posibles Reservas (dentro del plan de incorporación), y las Reservas Minerales (Inventario Final). La suma total de ambos datos arrojan 5'818,179.12 toneladas. Por lo tanto:

$$Rd: 5'818,179.12 \text{ t}$$

$$Pm: 3000 \text{ t/día} \times 353 \text{ días/año} = 1'059,000 \text{ t/año}$$

$$\text{Vida de mina (años)} = 5'818,179.12 \text{ t} / 1'059,000 \text{ t/año} = 5.5 \text{ años}$$

Por lo tanto la proyección de minado hasta el agotamiento de las reservas minables, se limitan hasta mediados del año 2018.

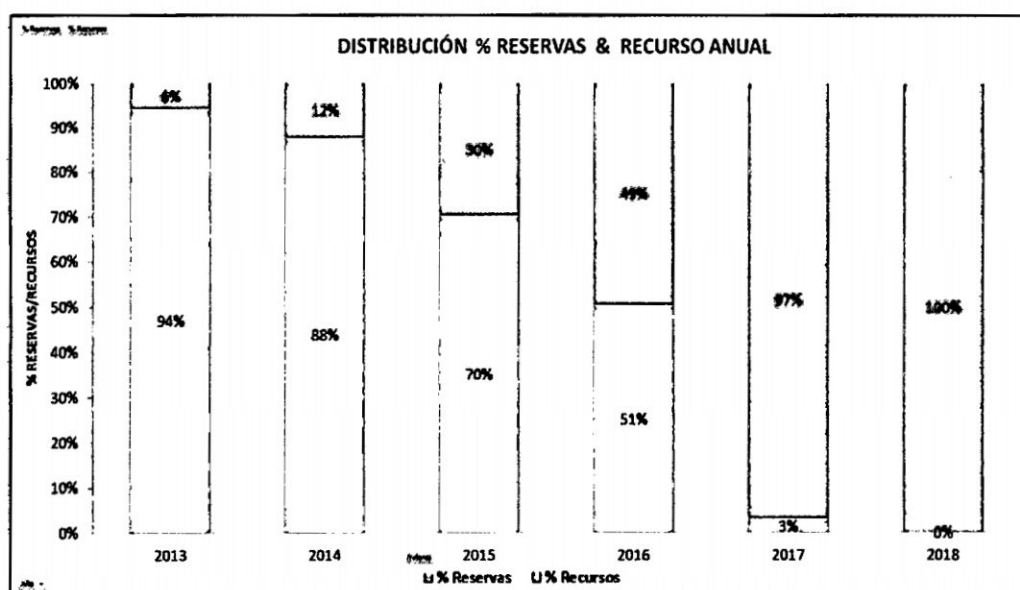


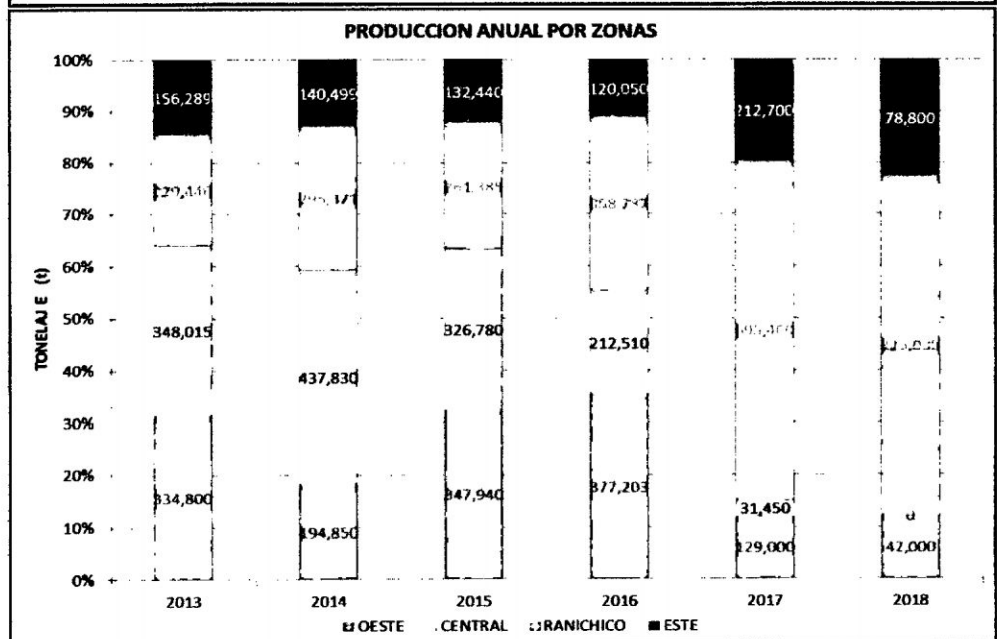
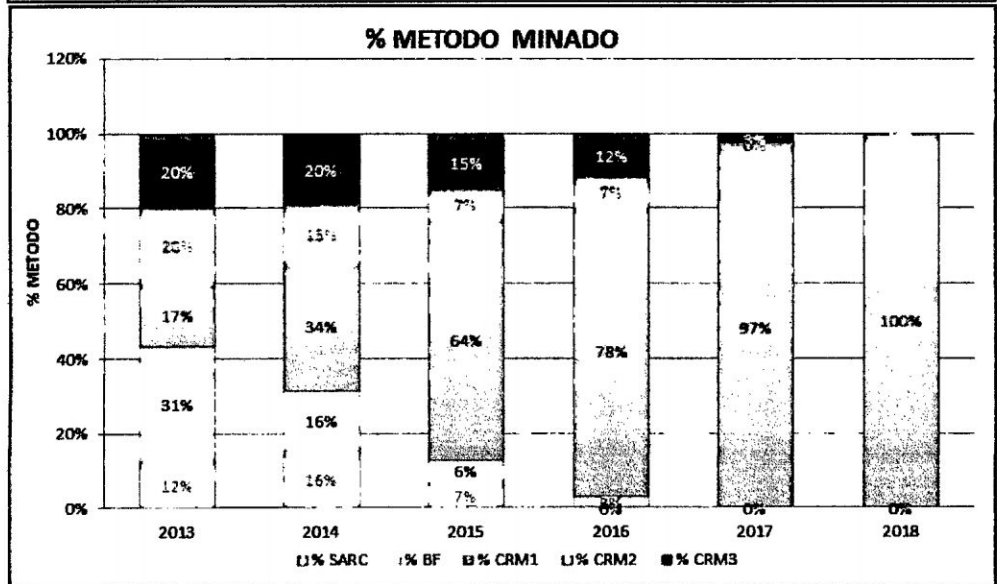
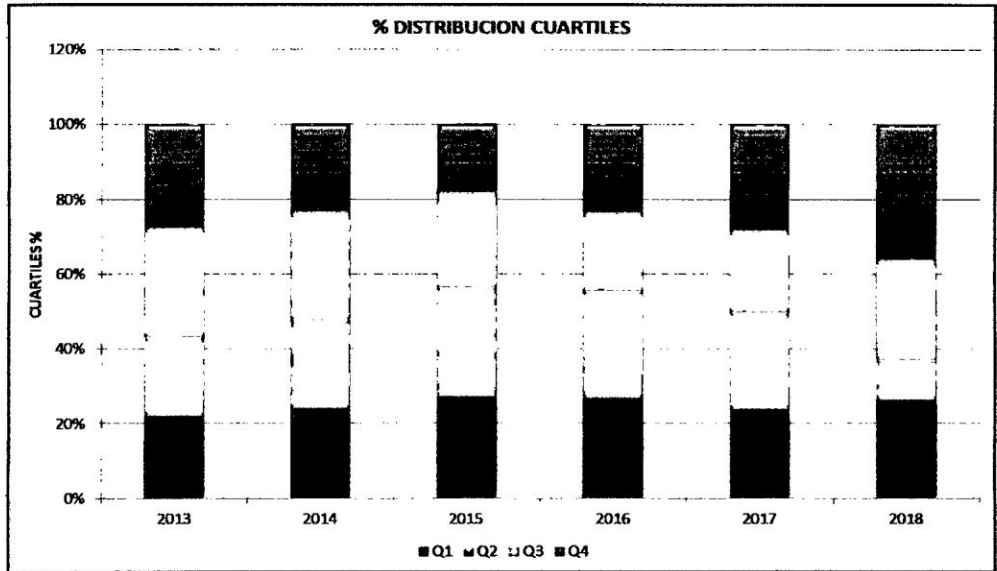


#### 4.9.4 CRITERIOS DE ELABORACIÓN DE LOM

Básicamente se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Los Planes LOM deben elaborarse teniendo presente la vida de la mina.
- Los Planes LOM son estáticos por lo que todas las preparaciones, labores de control y proyectos de infraestructura, equipos, servicios y soporte se circunscriben a explotar y agotar las reservas disponibles únicamente.
- Todos los LOM's (metas físicas y costeo) se deben elaborar en forma mensual y por año (explotación, preparación, procesamiento, infraestructura, servicios y soporte).
- En el caso de la explotación agrupar por método de explotación con el objetivo de facilitar y afinar el posterior costeo.
- Se debe contemplar un desglose de tendencias de producción referidas distribución por Cuartiles, Potencia, Ley, Dilución, Decremento de Reservas Vs Recursos.









## CAPITULO V

### SISTEMA INTEGRADO DE GESTIÓN HOCHSCHILD MINING - DNV

#### 5.1 INTRODUCCIÓN

Los Sistemas de Control de Perdidas están conformados por diferentes herramientas de gestión estas herramientas pueden estar dadas por Políticas, Estándares, Procedimientos, Normas, etc., cuya finalidad principal es la administración de los riesgos de tal forma que minimicen los efectos que estos riesgos pueden causar a las organizaciones. Dentro de la Corporación Hochschild Mining se tiene establecido un sistema integrado de Gestión Hochschild Mining DNV, está estructurado por 20 elementos los cuales dan soporte a la gestión y administración de los riesgos de nuestra organización este sistema fue implementado a partir de año 2008 y en la actualidad ya ha brindado logros importantes para nuestra organización, los métodos principales que usa nuestro sistema es el análisis sistemático, y la recolección de la data histórica. Toda esta información es transmitida en forma de cascada a todos los niveles gerenciales y operacionales de la Corporación, prueba de ello es el importante logro que ha tenido durante el año 2010 en el

cual se reconoció a una de las operaciones de la Corporación como la más segura en la categoría Mina Subterránea lo que denota claramente la sensación visible del liderazgo que estamos buscando, la Corporación ha sufrido una transformación de la cultura de seguridad mediante un proceso gradual y progresivo lo que sin lugar a dudas nos da la seguridad de obtener resultados sostenibles y mejorables a través del tiempo lo que nos brindara en nuestras operaciones ambientes más agradables para el desarrollo de nuestras operaciones.

### 5.2 OBJETIVO DEL SISTEMA

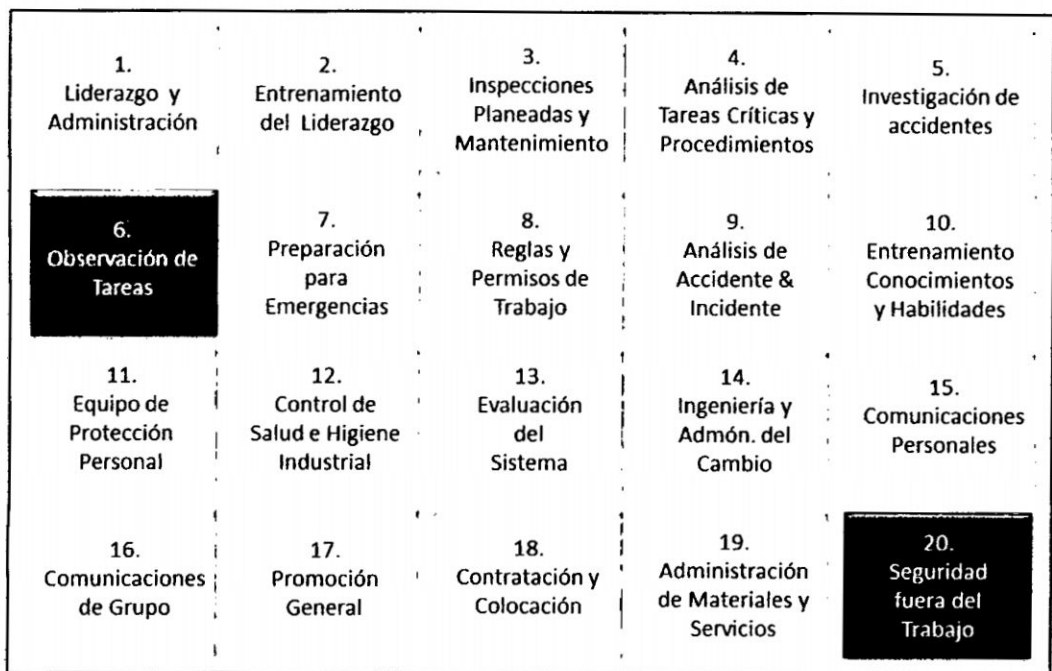
El objetivo del sistema integrado es “Proteger la vida, la propiedad, los procesos y el medio ambiente”; considerando establecer los lineamientos necesarios para construir un sistema de control de perdidas sólido basado en un liderazgo, compromiso y administración efectiva del sistema como puntos vitales para el éxito.



El objetivo 2013 es reafirmar la certificación del nivel 7 obtenido en el 2011.

### 5.3 ELEMENTOS DEL SISTEMA INTEGRADO DE GESTIÓN DNV

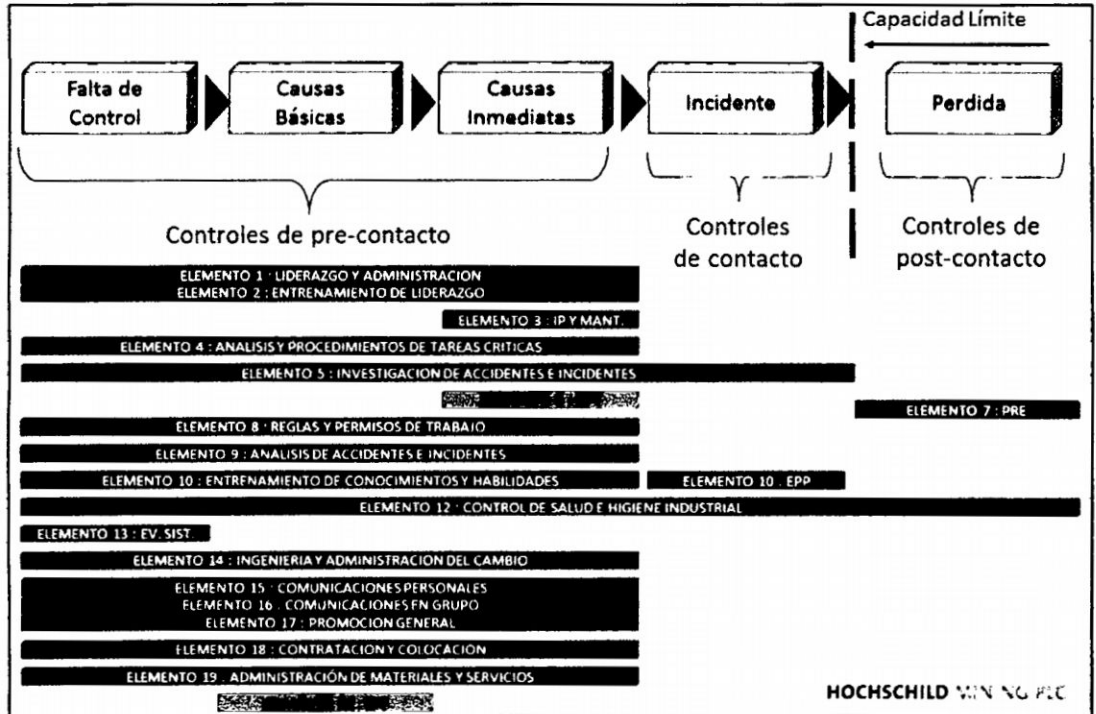
Det Norske Veritas es una fundación independiente sin ánimo de lucro fundada en Oslo en el año 1864, con el objetivo de salvaguardar la vida, la propiedad y el medio ambiente. Desde entonces DNV ha gozado del mayor prestigio internacional por la alta calidad y fiabilidad de sus servicios. Es así que este sistema está compuesto de 20 elementos para su correcta aplicación, las cuales se muestra en la siguiente figura:



De los 20 elementos, los números 6 y 20, aún no están implementadas, por lo cual cada elemento sigue un proceso de mejora continua denominada IDEM.

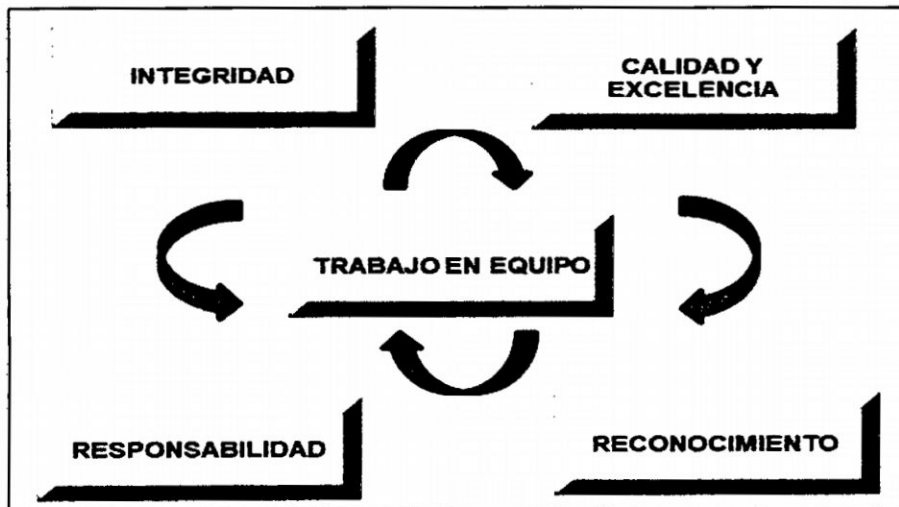


Los elementos están asociados a etapas de control para administrar mejor el flujo del proceso.

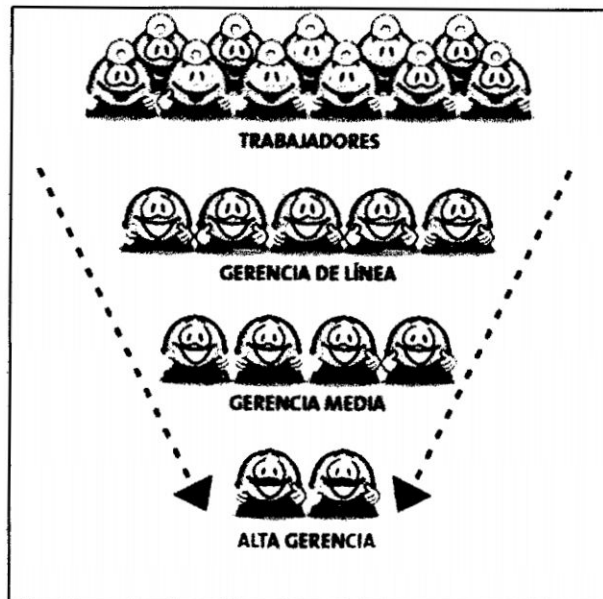


### 5.4 VALORES Y CÓDIGO DE CONDUCTA

Al mejorar las conductas seguras de nuestros colaboradores lograremos la reducción de los índices de incapacidad por lo tanto nuestra Frecuencia bajara a los niveles que esperamos logrando los objetivos programados por la Corporación.



La inserción de conocimientos al personal, acerca del SIGHM DNV aumentará el compromiso e involucramiento visible de Liderazgo a todos los niveles desde la Alta Dirección de la empresa, las Gerencias, los Supervisores y Colaboradores respectivamente, al considerarse parte del SIG HM DNV.



## 5.5 BENEFICIOS DEL SISTEMA

- Involucra a todo el universo del personal.
- Nos dice dónde estamos y a donde queremos llegar.
- Integra la gestión de riesgos con la gestión de producción elevando la productividad.
- Reducción progresiva de la ocurrencia de incidentes.
- Dominar técnicas para la identificación de peligros y evaluación de riesgos (IPERC).
- Mejora la comunicación entre trabajadores a todo nivel.
- Cumplimiento del marco legal existente.
- Mejoramiento continuo de la cultura de Seguridad, Salud y Medio ambiente.



## 5.6 POLÍTICA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

Hochschild Mining, es una compañía minera de metales preciosos, enfocada en operaciones subterráneas principalmente en las Américas. Consciente de su Responsabilidad Social Corporativa, trabaja para alcanzar los más altos estándares de desempeño en la gestión de Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias en todas sus Unidades Operativas, Proyectos de Exploración y Oficinas Administrativas, para lo cual asume los siguientes compromisos:

- Generar las condiciones necesarias para la existencia de un ambiente de trabajo seguro y saludable, con prevención de la contaminación y respeto a las comunidades, mediante la implementación adecuada de su Sistema Integrado de Gestión de Riesgos Hochschild Mining DNV, evitando pérdidas a las personas, equipos, procesos y medio ambiente.
- Cumplir con la Legislación u otras disposiciones aplicables de cada país donde Hochschild Mining opera y de la misma forma, con las exigencias que la corporación suscribe, referidas a Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias.
- Promover la mejora continua en toda actividad que realice la Corporación a través de su sistema de gestión en concordancia con los requerimientos de las Normas Internacionales ISO 14001 y OHSAS 18001, incorporando las mejores prácticas mundiales y los avances tecnológicos.
- Prevenir y controlar acción que pudiera afectar la Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias. Asimismo, proponer



soluciones para que no se repitan las acciones que las hubiesen afectado.

- Ejecutar programas de capacitación y comunicación en Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias, a fin de concientizar, sensibilizar, mejorar y consolidar la Cultura de Responsabilidad Social en todos los colaboradores.

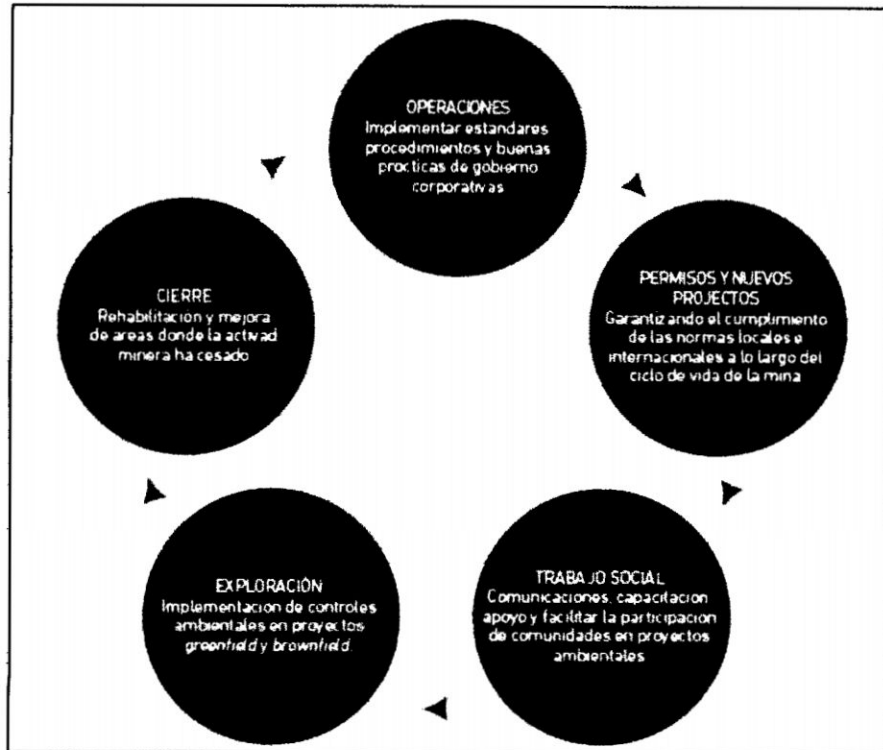
Esta política será distribuida y difundida a los colaboradores, comunidades vecinas, proveedores, empresas contratistas y estará a disposición del público que la requiera.

## **5.7 MEDIO AMBIENTE Y GESTION AMBIENTAL**

Tenemos el compromiso de minimizar nuestro impacto en el medio ambiente y de facilitar la sostenibilidad continua del terreno donde realizamos nuestras operaciones y actividades. Somos conscientes de que al realizar esto obtenemos beneficios en términos ambientales y, a la vez, incrementamos la eficiencia de nuestras operaciones. Además, ya que el agua es el recurso más valioso, su uso y descarga están sujetos a estrictos protocolos y procedimientos con el fin de cumplir con las regulaciones internacionales y locales. En nuestro afán por respaldar estos esfuerzos, nos comprometemos a usar las mejores prácticas internacionales.

El ISO 14001 que se obtuvo para nuestras cinco operaciones demostró nuestros esfuerzos en el cumplimiento de estos altos estándares en todas nuestras operaciones. El equipo ambiental de Hochschild Mining trabaja conjuntamente con nuestros equipos operativos, los equipos de relaciones comunitarias y nuestro departamento legal en la solicitud y el cumplimiento de

los permisos de explotación minera, asegurando de este modo la continuidad de las operaciones. El equipo ambiental proporciona los siguientes servicios a lo largo del ciclo de vida útil de la mina.



Hochschild Mining ha diseñado Indicadores de Desempeño/Cumplimiento ('CPI') internos con la finalidad de evaluar el desempeño ambiental de cada función; estos nos permiten identificar las fortalezas y debilidades de la gestión ambiental. Los CPI funcionan bajo el principio de que todo empleado tiene un rol que desempeñar en una gestión ambiental responsable. Nuestros CPI tienen cuatro criterios de evaluación:

- Inspecciones y supervisiones: Identificación de las condiciones que no alcanzan el estándar y las oportunidades de mejora.
- Calidad ambiental: Medida proactiva para garantizar que todas las descargas al ambiente se encuentren dentro de los límites aceptables.



- **Objetivos y metas ambientales:** Monitoreo del logro del plan estratégico corporativo.
- **Gestión ambiental:** Control de documentos sobre estándares, procedimientos, registros, etc.

## **5.8 RELACIONES COMUNITARIAS**

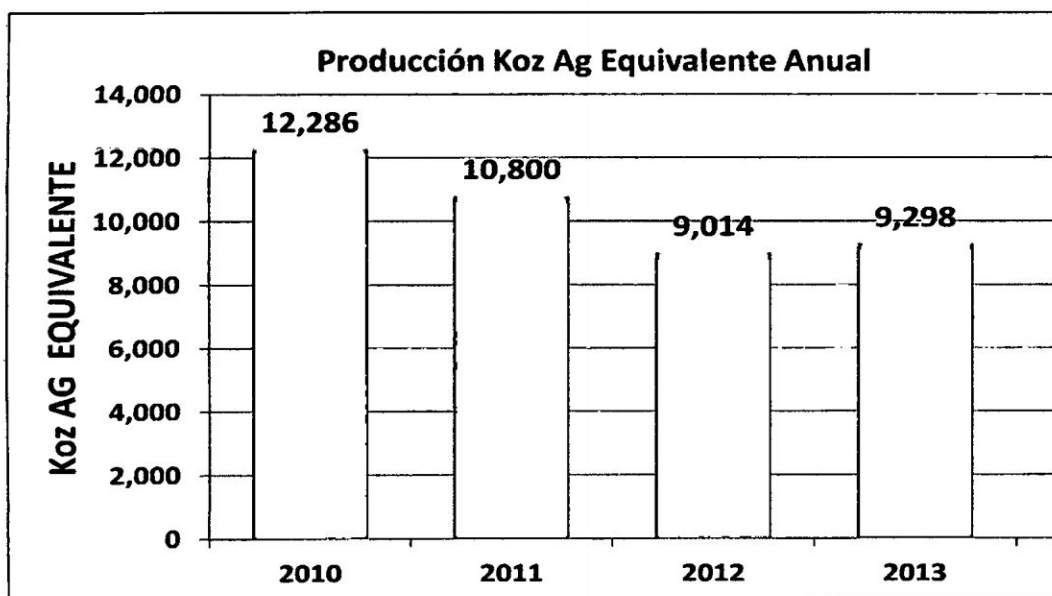
Se imparte Confianza en los miembros de las comunidades aledañas a nuestras minas para poder realizar las operaciones, ya sea una fase inicial de exploración, o en la construcción u operación de una mina en actividad. Es por ello que se considera fundamental que las comunidades locales se encuentren totalmente involucradas en los procesos de planeación a fin de atender sus necesidades y tomar en cuenta sus inquietudes. Al mismo tiempo, se propone trabajar junto con las comunidades aledañas y el Estado para mejorar la salud, nutrición y educación de la población, y promover su desarrollo a través de proyectos sostenibles. Para ello, el principal objetivo es mantener una relación constructiva con las comunidades y promover el desarrollo, a fin de:

- Fomentar el respeto mutuo y la convivencia con las comunidades locales
- Lograr acuerdos mutuamente beneficiosos
- Mejorar la calidad de vida de los residentes de la comunidad
- Mejorar la salud, nutrición y educación de los miembros de la comunidad local
- Fomentar las buenas relaciones y la coordinación con las partes interesadas a fin de promover el desarrollo sostenible



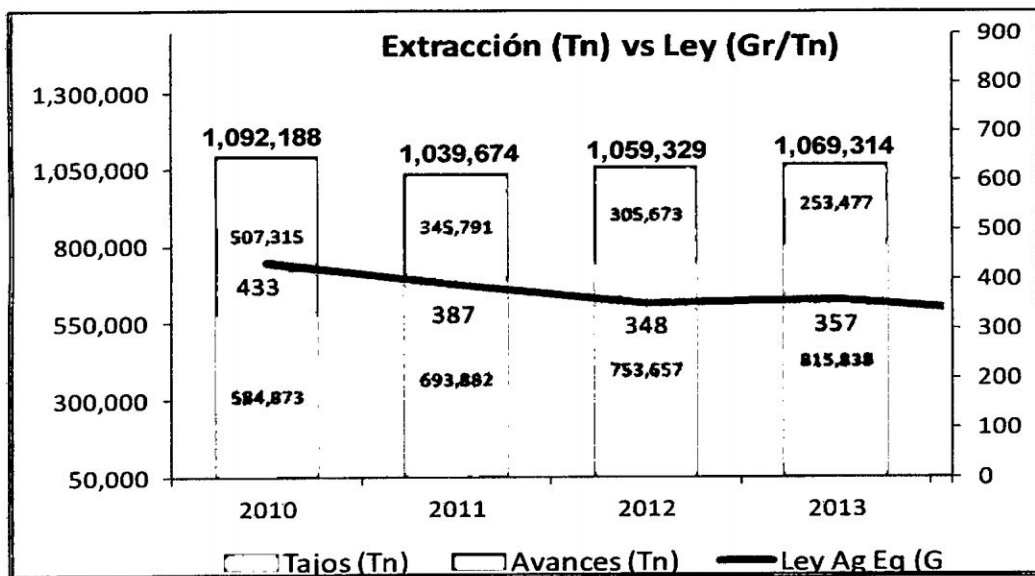
## RESULTADOS Y DISCUSIONES

- De acuerdo a los Resultados al cierre del año 2013, podemos apreciar en el siguiente gráfico el cumplimiento de objetivos de producción en onzas finas de Ag Equivalente, lo que corresponde a 9'298,000 oz. 102.4% de cumplimiento.



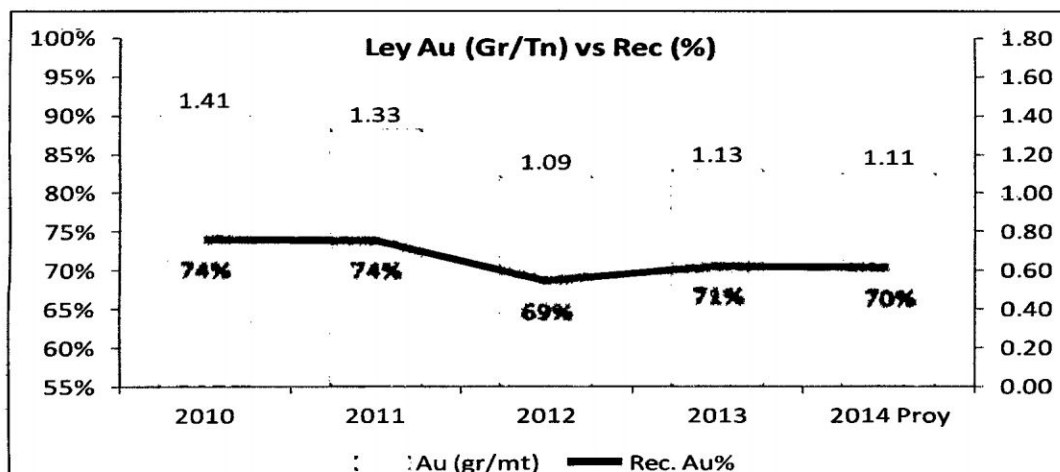
FUENTE: Web Hochschild Mining – Resultados Operativos 2013

- De la clasificación del resultados obtenido, se ha logrado la producción de 1'069,314 toneladas con Ley de Ag Equivalente de 357 g/t, corresponde a un cumplimiento de 100.07% y 100.75% en Tonelaje y Ley respectivamente.

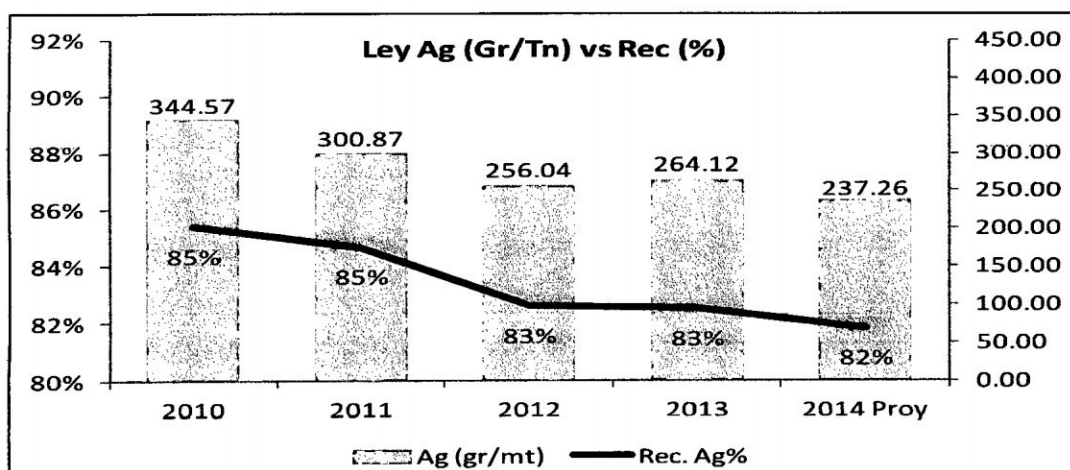




3. De la clasificación del resultados obtenido de Onzas Finas de Ag Equivalente, del Tratamiento de Planta, se ha obtenido un cumplimiento de 1% Adicional en Recuperación Metalúrgica del Au, teniendo como margen positivo en el orden de Oz Au = 422, Oz Ag Eq = 25,295 y US\$ = 505,908.

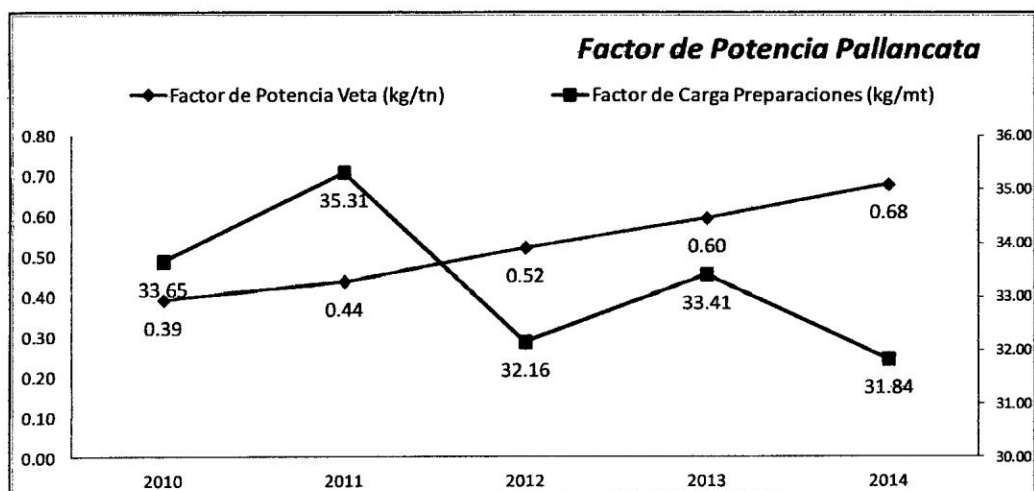
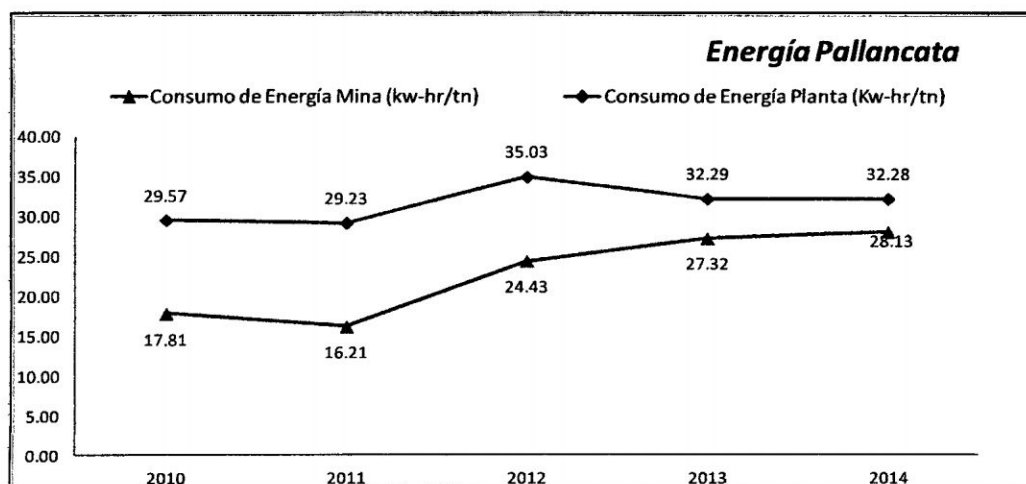
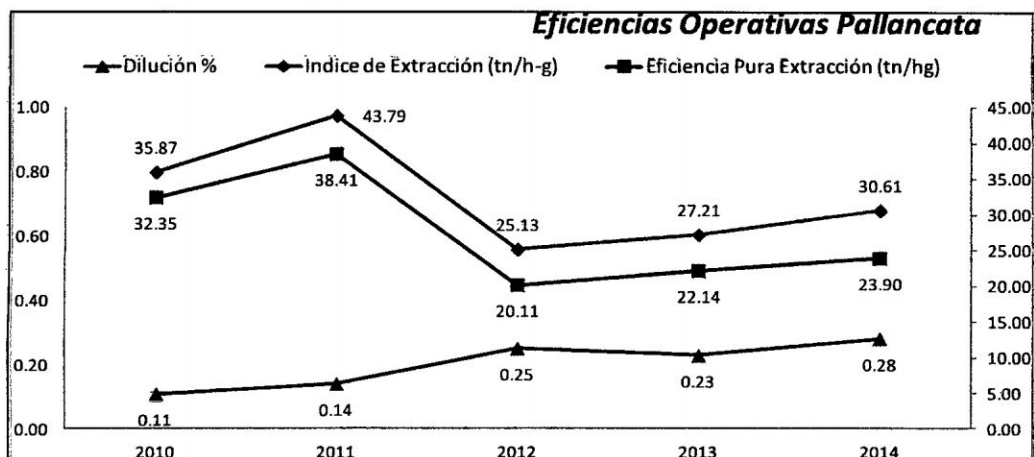


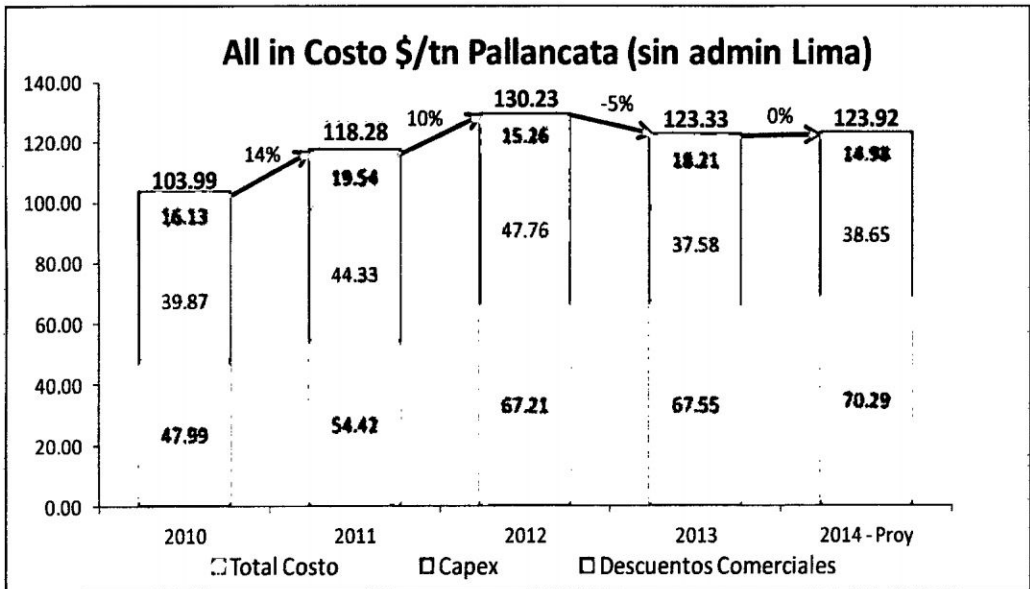
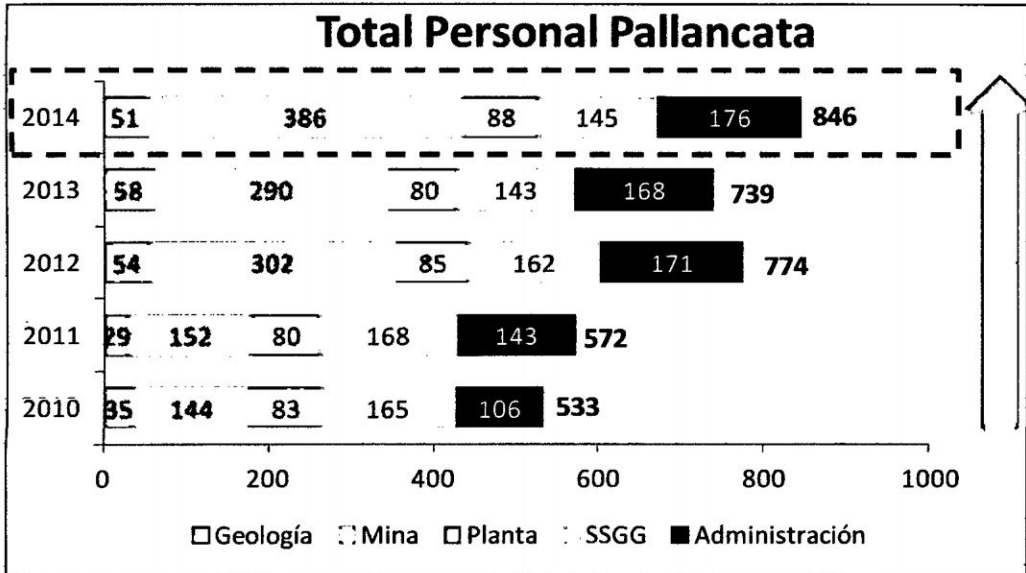
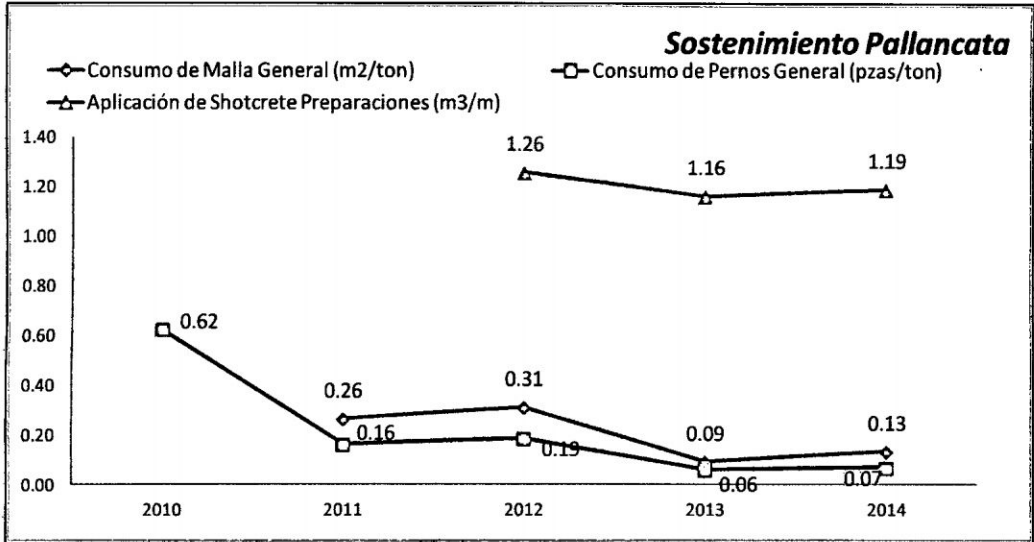
4. De la clasificación del resultados obtenido de Onzas Finas de Ag Equivalente, del Tratamiento de Planta, se ha obtenido un cumplimiento de 1% Adicional en Recuperación Metalúrgica del Ag, teniendo como margen positivo en el orden Oz Ag = 88,847 y US\$ = 1,688,090.

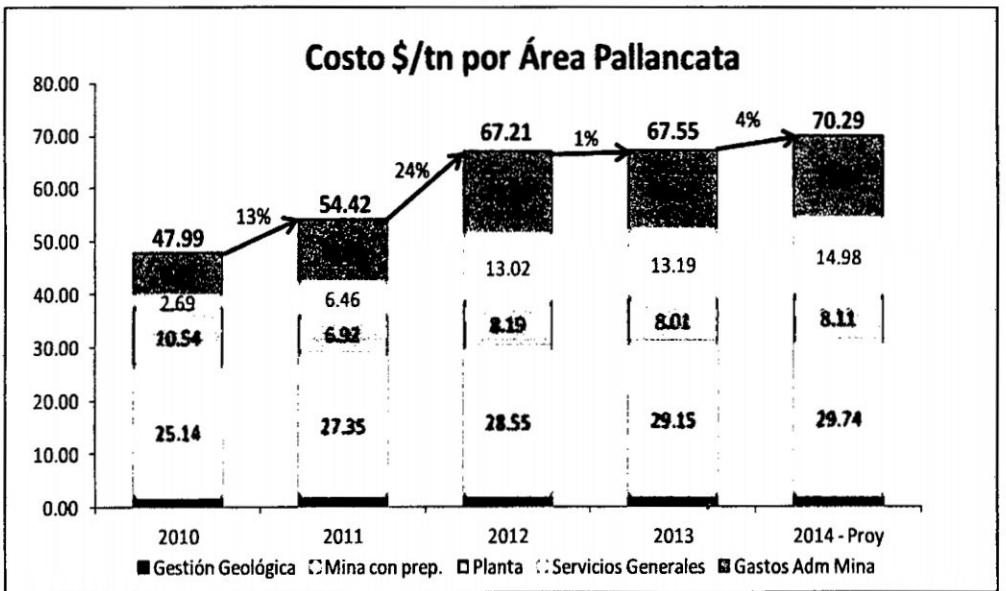
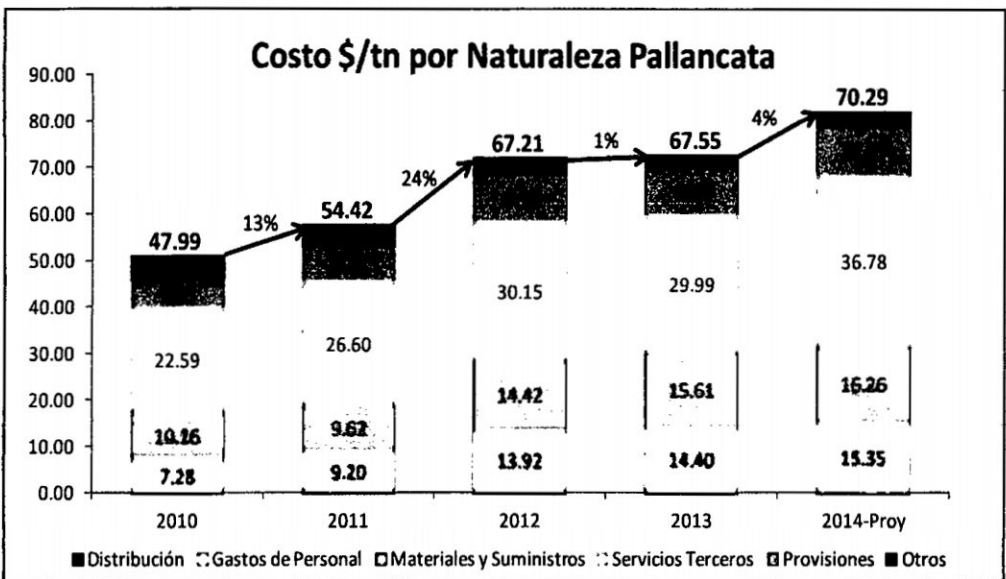
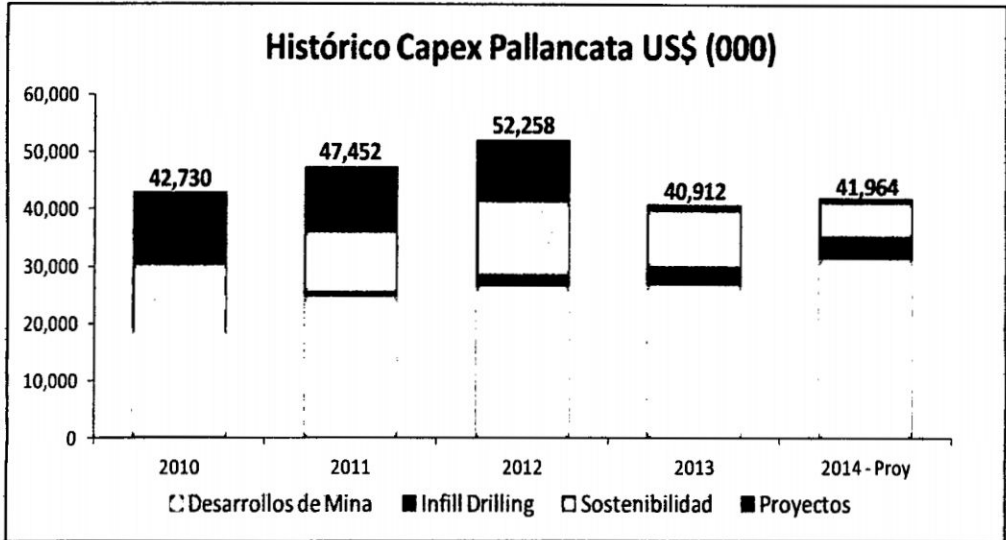


Como compósito general se obtuvo Oz Ag Eq = 114,142 y US\$ = 2'193,998 a cotización de Corto Plazo en 19 \$/oz de Ag y 1,200 \$/oz de Au.

5. Por lo tanto, de los resultados obtenidos, se pudo obtener productividad positiva en las diversas clasificaciones de Performance a nivel Operativo, basado en los indicadores de operación mina, se muestra el resumen en los siguientes gráficos:









## CONCLUSIONES

1. De acuerdo a la estrategia de la empresa, se determinó el cumplimiento de objetivos de onzas finas de plata para el presente año (5'498,884 onzas atribuibles), mediante un planeamiento de mina, considerando premisas operativas de producción mina (aporte por zonas – Central 35%) y tratamiento planta (recuperación metalúrgica Ag 82.8% y Au 66.9).
2. El planeamiento anual incluye producción sostenida en 04 zonas operativas (Zona Oeste, Central, Ranichico y Este), mediante un compósito general de producción con 1'068,550 toneladas con Ley de Ag de 275.14 y Au de 1.32 gramos por tonelada; así mismo la consideración para el tratamiento en planta se considera el factor de reconciliación de 95 % a la ley de cabeza haciendo un total de alimentación a planta de 1'068,000 toneladas con ley de tratamiento para Ag de 261.38 y Au de 1.25 gramos por tonelada.
3. Se ha considerado el metraje de Operación e Infraestructura en Recursos en el orden de 23,883 metros en avances, para la explotación (OPEX 3,336 metros) y para recursos (CAPEX 20,547 metros). Así mismo el metraje de recursos en chimeneas Raise Bore es de 1,875 metros.
4. La incorporación de reservas se ha calculado en función al metraje en CAPEX para incorporar 1'088,142 toneladas con leyes en Ag de 315 y Au de 1.15 gramos por tonelada.
5. El planeamiento anual ha sido aprobado por la alta gerencia de la empresa.
6. El planeamiento anual ha sido elaborado considerando los objetivos de la organización basados en seguridad, productividad, medio ambiente y relaciones comunitarias, dentro del marco legal que el país regula. Así garantiza la continuidad de las operaciones a largo plazo LOM.



## RECOMENDACIONES

1. Se recomienda a la Operación mina, que en todos los procesos de explotación se mantenga los estándares de operación alineados a los rendimientos calculados en ciclo de minado, tal como lo indica la planificación anual, así mismo las normas asociadas de operación.
2. Se recomienda hacer seguimiento a la producción bajo la premisa de productividad en todas las operaciones mineras, considerando alineamiento absoluto al programa de producción, avances, incorporación y tratamiento.
3. Cumplir los programas de producción, avances, raise bore, infill drilling, incorporación de reservas, tratamiento mensual y semanal. alineados al programa anual, considerando el porcentaje de aporte por Método, Zonas y distribución de Reserva/Recurso.
4. Considerar el cumplimiento de leyes en operación dentro del Cuartil Q4 no por encima del 25 %, para evitar descremar la mina.
5. Al considerar el cumplimiento de incorporación de las reservas se garantiza la proyección de operación a largo plazo con un año más de producción a razón de la producción actual.
6. Hacer seguimiento a los recursos y equipos de interior mina, ya que deben garantizar la performance y la confiabilidad de operación, para tener la producción estimada en el tiempo y con los recursos necesarios.
7. Complementar el sistema de control de producción y avances, que se proyecta en la corporación (Sistema de Información de Operaciones).
8. Mantener los estándares de operación en gestión DNV de seguridad, medio ambiente y relaciones comunitarias, para no tener imprevistos de operación y pérdidas en el proceso.



## REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

1. A.I.M.E "Underground Mining Methods Handbook". Volumen I, 1977
2. CALVIN J. KONYA. "Diseño de voladuras" 1° Edición. Diciembre 1998
3. THE JOINT ORE RESERVES COMMITTEE OF THE AUSTRALASIAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY, "The Jorc Code", 3° Edición 2004
4. HOCHSCHILD MINING – U.O. Pallancata. "Informes internos Area Planeamiento, Geotecnia, Mina, Productividad, Costos" 2012-2013
5. HOCHSCHILD MINING – U.O. Pallancata. "Informes internos Area Geología/Exploraciones" 2012-2013
6. UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO, "Explotación Subterránea – Métodos y Casos Prácticos" 1° Edición 1995
7. EXSA, "Manual de Voladura", 3° Edición 1999
8. HOWARD L. HARTMAN. "Introductory Mining Engineering" Edit. John Wiley & Sons. New York. 1987
9. HOWARD L. HARTMAN. "Mine ventilation and air Conditioning" 3° Edit. John Wiley & Sons. New York. 1997
10. LÓPEZ JIMENO, CARLOS. "Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos Mineros de Inversión". Edición, Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid 1997.
11. MEM, "Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en minería" D.S. N° 055-2010- EM.

