

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA

ESCUELA PROFESIONAL INGENIERIA DE MINAS



MEJORA DEL RENDIMIENTO EN AVANCES DE EXPLORACION POR EL METODO DE EXPLORACION LONG WALL EN MINERA AURIFERA RETAMAS ZONA CHILCAS BAJO

INFORME DE SUFICIENCIA

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

**PRESENTADO POR:
NELSON EDUARDO MARROQUIN OSORIO**

Lima – Peru

2011

DEDICATORIA

A las personas más importantes en mi vida, mis padres Jaime Marroquín Blanco, Magna Osorio Espinoza , mi esposa Liliana Gutiérrez y mi adorable hija Luciana quienes con sacrificio, amor y apoyo incondicional me ayudaron a superar todos los obstáculos que se presentaron en mi vida.

.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por permitirme realizar este logro profesional, al mismo tiempo al personal de la compañía Minera Aurífera Retamas S.A., en la persona del Superintendente General Ing. Edgardo Arrescurrenaga Egoávil, por haberme brindado todo el apoyo y la confianza necesaria para realizar mi informe de titulación.

Así mismo quiero manifestar un agradecimiento especial a los Ingenieros, Sócrates Sifuentes (Asistente de superintendente Mina), Alfredo Miranda (Jefe General de Geología y Exploraciones) ya que en mi estancia en esta prestigiosa empresa, supieron inculcarme sus conocimientos, experiencias

RESUMEN

La Unidad de San Andrés de la Minera Aurífera Retamas S.A., basa su producción en la explotación de las zonas del Sur, Norte, Cabana-Virtud, San Vicente, Chilcas, Chilcas Bajo y Valeria I y II.

El programa de producción planificado es de 45,500 TMS/Mes con una ley de cabeza de 10.00 Au gr/TMS. En la zona de Chilcas Bajo, motivo del presente trabajo, se planteó el incremento la producción debido a que la zona Sur entró en plan de cierre, ya que su producción no era suficiente para el cumplimiento del programa.

Asimismo, en esta zona de Chilcas Bajo se contaba con una cubicación de 110,000 TMS con una ley de veta de 12.00 Au gr/TMS y era por lo tanto, en forma lógica la que debía aumentar su producción, para esto, se hizo un análisis para implementar un nuevo método de minado en chilcas bajo. Con este análisis, se analiza los 2 métodos LONG WALL y corte y relleno, se realizan los avances en exploración, desarrollo y preparación durante todo el año 2010 que son similares para ambos métodos. Luego

se efectuó un análisis de beneficio costo sobre los avances lineales en el 2010 y los primeros 4 meses del año 2011 comparando con el método corte.

Para el análisis de esta rentabilidad, se calculó el costo unitario de las labores de preparación desarrollo y preparación y las inversiones adicionales a realizar para la explotación de la zona en estudio, que traería y significaría en mejorar las actuales eficiencias de producción, para llegar a obtener finalmente una explotación rentable con el método LONG WALL que significó de gran beneficio para la Unidad Minera y por consiguiente para la Empresa Minera

INDICE

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN	iv
INTRODUCCION	1
CAPITULO I: GENERALIDADES	3
1.1 UBICACIÓN Y ACCESO	3
1.2 RELIEVE	5
1.3 CLIMA.	8
CAPITULO II: GEOLOGIA GENERAL	9
2.1 GEOLOGIA LOCAL.	11
2.1.1 ROCASINTRUSIVAS.	12
2.1.2 ROCAS METAMORFICAS.	12
2.1.3 ROCAS SEDIMENTAREAS.	12
2.2 GEOLOGIA ESTRUCTURAL.	
2.2.1 FRACTURAMIENTOS	13
2.2.2 PLEGAMIENTOS.	14
2.3 SISTEMA DE VETAS	14
2.4 MINERALOGIA Y ESTRUCTURAS MINERALIZADAS	18
2.5 RESERVAS DE MINERAL DE LA MINA Y DE LA ZONA EN ESTUDIO NIVEL 3075	19
CAPITULO III: METODO DE EXPLOTACION ACTUAL.	21
3.1 METODO DE EXPLOTACION ACTUAL	21

3.2 EFICIENCIA DE TAJOS 2010	30
3.3 DEFINICION DE LOS RENDIMIENTOS UTILIZADOS	29
3.4 PRESUPUESTO DE EXPLOTACION 2011	30
3.5 HIPOTESIS DE TRABAJO	31
CAPITULO IV: INCREMENTO DE RENDIMIENTOS EN TAJOS DE EXPLOTACION EN CHILCAS BAJO	32
4.1 ANALISIS Y ACCIONES DE DEMOSTRACION DE HIPOTESIS DE TRABAJO	32
4.2 METODO DE EXPLOTACION LONG WALL	33
4.3 ANALISIS GEOMECANICO	41
4.3 PRESUPUESTO DE RENDIMIENTOS EN TAJOS PARA EL 2011	47
4.4 EXPLOTACION LONG WALL EN VETA CABANA 2H	48
4.5 COMPARACION DEL METODO DE EXPLOTACION EN TAJOS LONG WALL Y CORTE Y RELLENO	55
4.6 BENEFICIO DEL INCREMENTO DE EFICIENCIAS CON EL METODO LONG WALL IMPLEMENTADAS	61
CONCLUSIONES	64
BIBLIOGRAFIA	66
ANEXOS	67

INTRODUCCION

En la actualidad las empresas mineras buscan optimizar todos sus procesos, y para ello requieren la aplicación de un desarrollo tecnológico, económico y profesional para obtener mayores beneficios.

Minera Aurífera Retamas S.A es una importante Empresa Minera de la minería aurífera peruana con una contribución de su producción promedio de 430 Kg Au mensual en el 2011, trabajando a un ritmo de explotación de 45,500 TMS/mes con una ley de cabeza promedio de 10.00 Au g/TMS

El presente trabajo elaborado en la Minera Aurífera Retamas S.A zona chilcas bajo, con una producción promedio de 13500 TMS mensuales y una ley de 9.25 g/tms, se centra el análisis y acciones tomadas, que contribuyó al incremento en la producción de la zona, mediante la mejora de las eficiencias en avances de explotación (tajos) a fin de garantizar el ritmo de explotación planificado por la mina.

El trabajo efectuado contempla la mejora en las eficiencias, con una agilización de los ciclos de limpieza, mediante la implementación del método de minado LONG WALL; que consiste en mantener la dirección de minado con el rumbo de la veta.

La cubicación de reservas de la zona Chilcas Bajo es de 101,000 TMS con una ley de veta de 14.00 Au g/TMS, el estudio se basa en la preparación y explotación de la veta Cabana 2 corredor H, por su comportamiento con una inclinación de 30° y con cajas competentes que se adecuan para aplicar el nuevo método.

El trabajo presenta las generalidades de la mina, la geología general en el Capítulo II, centrando el área geológica de interés de aplicación con sus respectivas reservas de mineral. En el Capítulo III se hace un análisis de la operación actual y se plantea la hipótesis de trabajo, para desarrollar en el Capítulo IV el Incremento de Eficiencias en tajos chilcas bajo en el cual se demuestra que el método LONG WALL ejecutadas dieron como resultado una mejora de las eficiencias y rentabilidad a la operación, manteniendo así el objetivo de lograr los niveles de producción planeados para la mina de 45,500 TMS/mes con sus respectivos contenidos metálicos para el presente año.

CAPITULO I: GENERALIDADES

1.1 Ubicación y acceso.

La Compañía Aurífera Retamas S.A. (MARSA) se encuentra ubicada en el Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad a unos 411Km. de Trujillo a una altitud de 3950 m.s.n.m.

El acceso a la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A. es por carretera que parte desde la Ciudad de Trujillo, remonta la Cordillera Occidental de los Andes, cruza el río Marañón ascendiendo por el flanco Occidental de la Cordillera Central.

Se puede realizar por carretera de la siguiente forma:

Lima-Trujillo	562 Km. Asfaltada
---------------	-------------------

Trujillo-Chirán	34 Km. Asfaltada
-----------------	------------------

Chirán-Chagual 307 Km. Trocha Carrozable

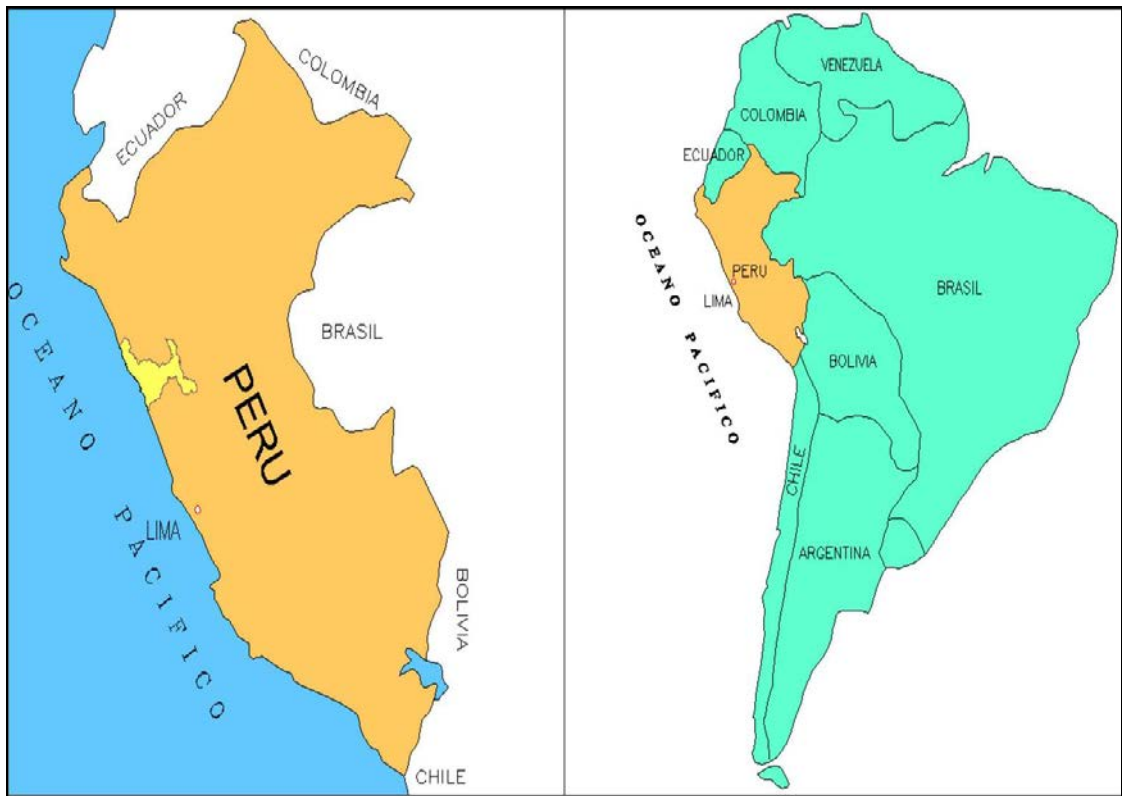
Chagual-Mina 70 Km. Trocha Carrozable

Por vía aérea:

Lima-Pías Aprox. 1:10' Vuelo Chárter

Trujillo-Pías Aprox. 35' Vuelo Chárter

FIGURA N 1 : MAPA DE SUDAMERICA Y DEL PERU



Fuente: Internet

FIGURA 2 : MAPA DEL DEPARTAMENTO DE LA LIBERTAD



Fuente: Internet

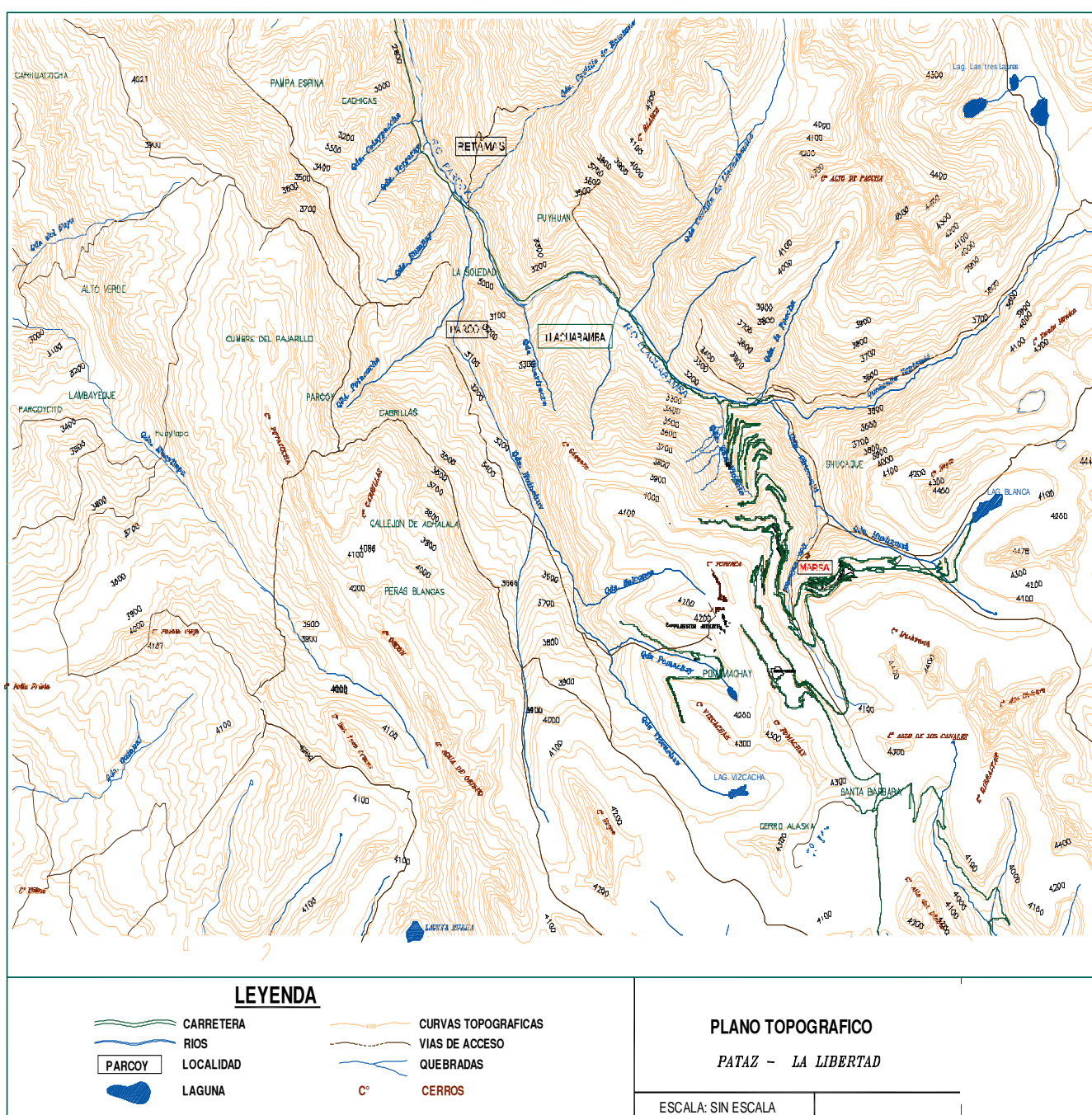
1.2 RELIEVE

Minera Aurífera Retamas S.A. se encuentra dentro de un importante distrito aurífero filoneo en una zona abrupta conformada por fuertes pendientes,

El relieve es accidentado, marcado por las quebradas como Porvenir Molinetes, Pomachay, Mushmush, San Vicente, Hiunchus, etc.

Los principales agentes modeladores a los eventos tectónicos son la erosión glacial y fluvial que han formado valles de fuerte pendiente (20 – 35%), así como circos glaciares, creando un drenaje dendrítico en la zona. La mina tiene elevaciones hasta de 4260 m.s.n.m. (cerro Yurirca). (Ver figura 3)

FIGURA 3: PLANO TOPOGRAFICO SUPERFICIAL



Fuente: Departamento de geología Marsa

1.3 CLIMA

Es predominantemente típico de la sierra, con dos épocas muy marcadas, una lluviosa de Enero a mediados de Abril y el resto del año con disminución de las lluvias, la temperatura varía entre 1°C - 18°C encontrándose las temperaturas más bajas en los meses de Junio a Agosto.

CAPITULO II: GEOLOGIA GENERAL

La zona aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo (considerado como distrito minero), está ligada a una faja de rocas intrusivas conocida como "Batolito de Pataz", que cortan a los esquistos, filitas, pizarras y rocas metavolcánicas del Complejo del Marañón.

El Batolito de Pataz se extiende aproximadamente 50 Km. entre Vijus al Norte y Buldibuyo al Sur, con un ancho promedio de 2.5 Km., limitado por el E - NE con el Complejo del Marañón y volcánicos Lavasén, y por el WSW con las rocas sedimentarias Paleozoicas del grupo Mitu. Al NW del batolito, afloran pequeños intrusivos de pórfido diorita-andesita, que intruyen a las rocas Paleozoicas, de posible edad cretáceo superior.

En el distrito minero, las zonas de fallamientos y fracturamientos pre-existentes dentro del intrusivo, han servido de canales de circulación de las soluciones mineralizantes hidrotermales, depositándose en las trampas estructurales, dando lugar a la formación de vetas; posteriormente, estas vetas han sido falladas y plegadas en más de dos

eventos tectónicos; razón por la cual, se presentan muy irregulares en su comportamiento estructural y continuidad.

El sistema principal de veta es de tipo lenticular, consecuencia del relleno de soluciones mineralizantes a lo largo de los espacios vacíos de las fisuras y fallas del sistema NW-SE.

El relleno mineralógico de las estructuras mineralizadas está constituido por cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita - esfalerita, chalcopirita, galena, pirrotita y oro en estado nativo y libre. (Ver figura 4)

2.1 GEOLOGÍA LOCAL

Toda esta zona denominada el gigante en operación se halla mayormente cubierta por depósitos cuaternarios en el cual las rocas y estructuras mineralizadas se encuentran poco expuestas, debajo de la cubierta cuaternaria se extiende el Intrusivo de Pataz, de naturaleza félsica(Granodiorita, Granito) a mafélsica(Diorita, Tonalita); en este intrusivo se hospedan las vetas auríferas.

Al NE, cerca del campamento San Andrés, afloran rocas metamórficas del Complejo del Marañón, y al SW del Tambo, ocurrencias de areniscas - limolitas - volcánicos (capas rojas), pertenecientes al grupo Mitu. (Ver figura 4)

2.1.1 Rocas intrusivas

El intrusivo está constituido por 2 facies plutónicas: 1ra. facie, microdiorita-diorita; la 2da. facie, granodiorita-granito, La primera facie son las rocas más favorables para la depositación de las soluciones mineralizantes; en ellas se emplazan el mayor número y las principales estructuras mineralizadas, las que actualmente se hallan en exploración y explotación; la segunda facie, son poco favorables para la formación de estructuras mineralizadas, encontrándose vetas delgadas, ramaleadas (Stockwork) y discontinuas.

El intrusivo de Pataz se extiende como una franja longitudinal de rumbo N 60° W y ancho promedio de 2.5 Km. El contacto NE con el Complejo del Marañón se caracteriza por una franja de enclaves de ancho variable, constituidos por fragmentos elongados de filitas-pizarras, metavolcánicos y microdiorita; mientras que el contacto SW está marcado por la falla Huinchus. Los contactos internos entre las diferentes facies de rocas intrusivas son gradacionales; algunas facies del intrusivo poseen diques aplíticos que se presentan como xenolitos alargados. Al Batolito de Pataz se le asigna una edad Paleozoica (Carbonífero).

Existen pequeños intrusivos a manera de stocks y diques de pórfido tonalita–diorita que intruyen al Complejo del Marañón y al Batolito de Pataz.

2.1.2 Rocas metamórficas

Representada por el Complejo del Marañón, constituida por pizarras oscuras y filitas grisáceas, intercaladas con pequeñas capas de esquistos cloritizados y metavolcánicos; se hallan expuestas en el lado NE del "Batolito de Pataz", en las quebradas Ventanas, Mushmush, Molinetes, los Loros y San Vicente; encontrándose plegadas, falladas y/o perturbadas por varios eventos de metamorfismo dinámico e ígneo; asociados a este fallamiento aparecen ciertas estructuras auríferas de características similares y/o diferentes a las estructuras emplazadas en el intrusivo.

A las rocas del Complejo del Marañón se le asigna una edad Precambriana.

2.1.3 Rocas Sedimentarias

Conformada por la secuencia sedimentaria del Paleozoico y Mesozoico que aflora al SW del "Batolito de Pataz", desde Alaska por el Sur hasta Cáchica por el Norte (correspondiente a nuestra zona de interés). Esta secuencia está constituida por la unidad volcánica sedimentaria (areniscas, limolitas, microconglomerados a conglomerados, tobas riolíticas y brechas – aglomerados de riolitas dacitas), pertenecientes al grupo Mitu (Permiano) y calizas del grupo Pucará (Triásico-Jurásico)

2.2 GEOLOGIA ESTRUCTURAL.

Estructuralmente los rasgos más saltantes son los fracturamientos, plegamientos y fallamientos observados en las rocas intrusivas y metamórficas.

2.2.1 Los fracturamientos

Se hallan frecuentemente en las rocas intrusivas del complejo Marañón, debido a múltiples eventos tectónicos, también siguieron un patrón estructural derivados de la dirección de los esfuerzos tectónicos. Se presentan formando sistemas de fracturas locales, ya sea paralelo a los esfuerzos de compresión que se comportan como microfallas. Las vetas en su mayoría se presentan fracturadas y/o craqueladas.

2.2.2 Los plegamientos

Se presentan en las formaciones sedimentarias y metamórficas con mucha mayor complejidad en cuanto a los fallamientos, La zona se halla perturbada habiéndose diferenciado tres principales sistemas de falla: Longitudinales, Transversales y Diagonales (Ver figura 4)

2.3 SISTEMA DE VETAS

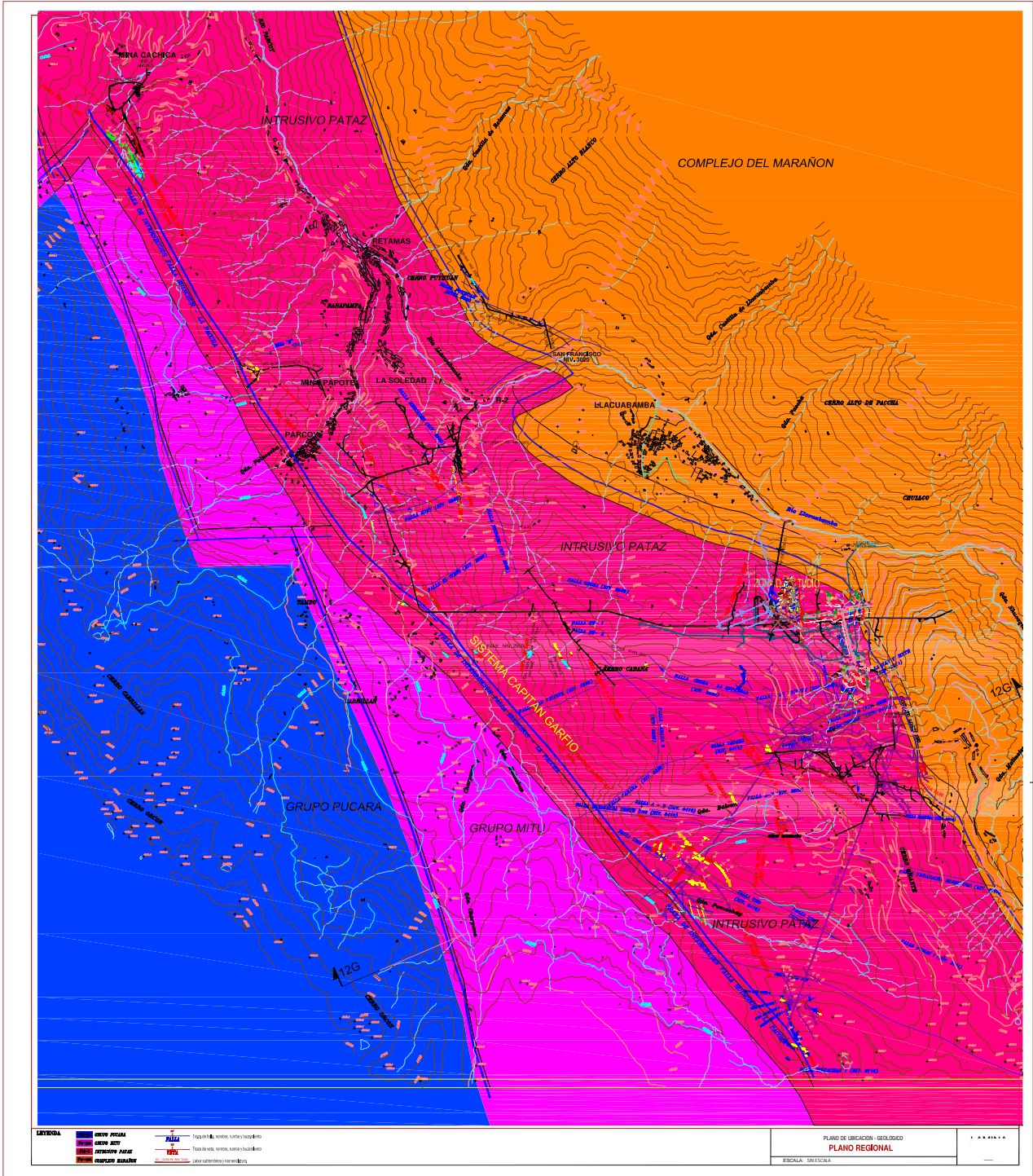
Existen 2 sistemas de vetas emplazadas en el Intrusivo de Pataz, agrupadas dentro del sistema NW - SE (Esperanza, Yanaracra Sur, Gigante, Cabana, Garfio, etc.) con una potencia de 0.50m-3.00m y sistema N - S (Yanaracra 1, Yanaracra 2, Cachaco-Las Torres, Cabana 2H), este sistema vienen a conformar estructuras tensionales del primero con una potencia de 0.20m-1.00m.

Las vetas del Sistema NW-SE tienen rumbo N 20° - 50°W, con buzamiento de 10° a 40° NE; la veta Garfio entre 55° y 70° NE. Las variaciones del rumbo y buzamiento son consecuencia de los esfuerzos tensionales y compresionales que causaron plegamientos y fallamientos (Ver figura 4).

2.3.1 Veta Cabana 2H

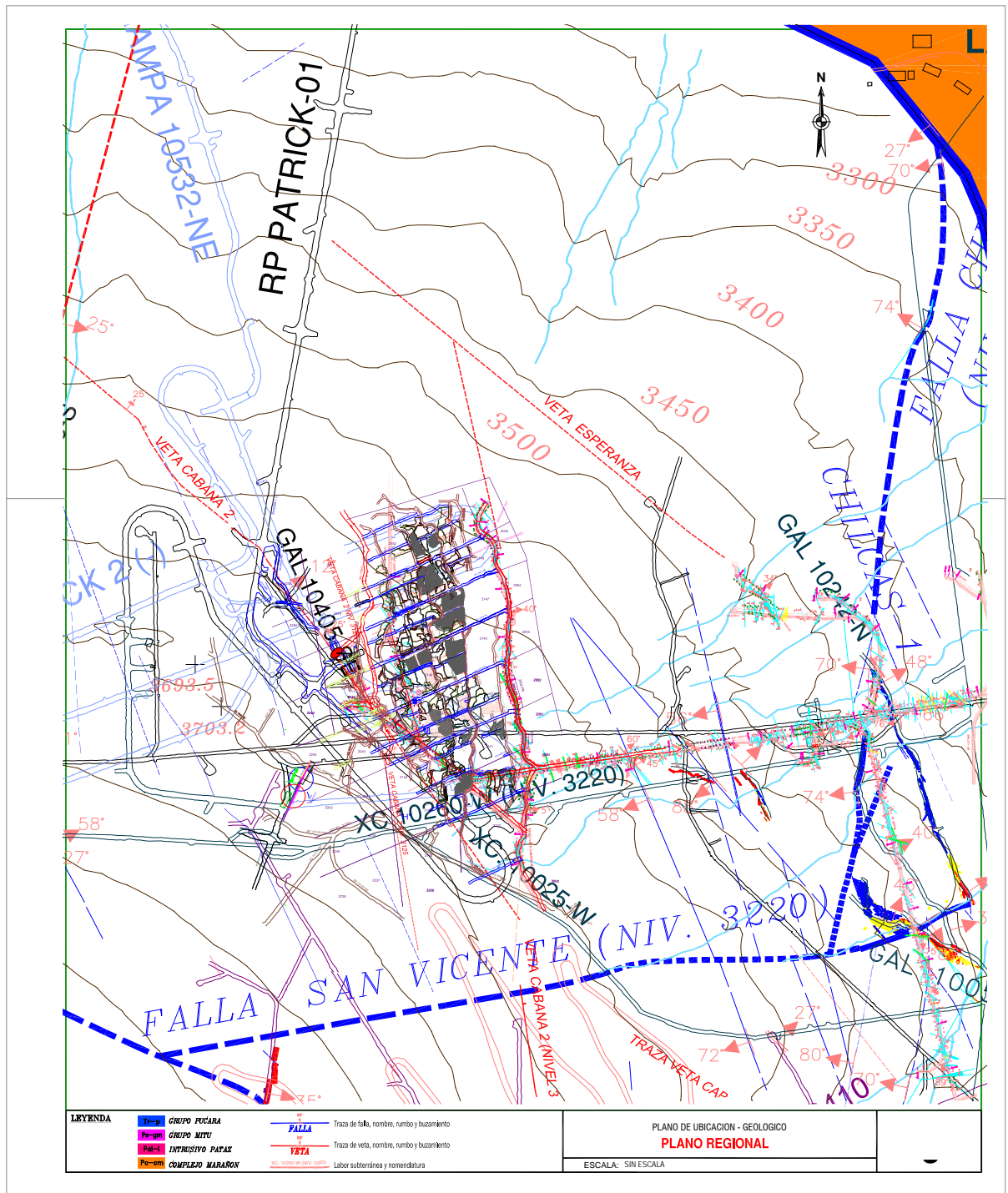
Estructura mineralizada del Sistema Esperanza, ubicada al piso de la veta Esperanza; rumbo N 10°E a N-S, buzamiento 25° a 40°; mineralógicamente constituido por cuarzo lechoso, pirita, en menor proporción esfalerita y ocasionalmente galena. Su potencia promedio es de 0.70 m, presenta alteración hidrotermal silicificación (Cuarzo-Pirita-Sericita). Es característico de la veta, la existencia de pequeños clavos económicos, con extensiones de hasta 100 m de longitud (Ver figura 5)

FIGURA 4: PLANO GEOLOGICO



Fuente: Departamento de geología Marsa

FIGURA 5: PLANO GEOLOGICO Y ESTRUCTURAL



Fuente: Departamento de geología Marsa.

2.4 MINERALOGÍA Y ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

La ocurrencia de las estructuras mineralizadas se debe a las acumulaciones del mineral de mena en potencias muy variables, el principal mineral de mena es la **pirita aurífera**, que se presenta acompañada de arsenopirita, galena, marmatita-esfalerita, en proporciones menores; también consideramos el cuarzo sacaroide como mineral de mena por hospedar oro libre. El cuarzo lechoso es el mineral principal como guía para las exploraciones; ligadas al cuarzo se presentan pirita y arsenopirita. Muchas veces, la presencia de galena y esfalerita-marmatita es un indicativo de que se incrementen las leyes de oro, siempre que se presenten asociadas a la pirita

Los sulfuros rellenan cavidades de cuarzo y otras veces llegan a las cajas como disseminaciones e hilos remanentes, en estas vetas de sulfuros el oro se encuentra en estado metálico ligado íntimamente a la Pirita y en menos grado ligado a la Arsenopirita, mientras que en vetas de óxidos el oro se halla en estado libre, así como también ligado a la Pirita y Arsenopirita que se presentan como nódulos dentro de los óxidos.

Un rasgo estructural muy importante que evidencia el sistema principal de la veta, es la existencia de "lazos cimoides" múltiples, con longitudes que varían de 15 m a 150 m y potencia de 0.8 a 12 m.

La mineralización está emplazada como filones de cuarzo con sulfuros en roca granitoides y asociadas a minerales de: pirita, arsenopirita, marmatita, galena.

2.5 RESERVAS GEOLÓGICAS

En la tabla podemos observar las reservas de mineral de toda la mina:

TABLA 1: RESERVAS GEOLOGICAS

CUADRO GENERAL DE RESERVAS GEOLOGICAS DE TODA LA MINA				
AÑO	TONELAJE (TMS)	POTENCIA (M.)	LEY DE VETA AU GR./TMS	PRECIO US\$/ONZ
2006	600,000.00	0.80	12.70	550.00
2007	450,000.00	0.77	14.80	650.00
2008	950,000.00	0.87	12.00	870.00
2009	1,400,000.00	0.90	11.70	900.00

Fuente: Departamento de geología Marsa

Las reservas geológicas cubicadas motivo del presente estudio, en la zona de Chilcas Bajo, durante el año 2010 en el nivel de análisis 3075 veta Cabana 2H, son de 90662 TMS con 14.28 Au g/TMS. Y una potencia promedio de 0.73 M, Con un Buzamiento de 20°. Son las siguientes:

TABLA 2: CUBICACION-DICIEMBRE 2010

VETA CABANA 2H			
MES	TMS	LEY	POT.
ENERO	3407	10.85	0.66
FEBRERO	5024	15.81	0.66
MARZO	4210	10.84	0.59
ABRIL	2459	11.43	0.65
MAYO	5633	10.34	0.52
JUNIO	8347	10.05	0.62
JULIO	7134	10.39	0.68
AGOSTO	7625	14.00	0.74
SETIEMBRE	8692	11.98	0.63
OCTUBRE	7969	20.48	0.71
NOVIEMBRE	9678	17.27	0.86
DICIEMBRE	20484	16.93	0.89
TOTAL	90662	14.28	0.73

Fuente: Elaboración propia.

CAPITULO III: METODO DE EXPLOTACION ACTUAL

3.1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL

El método de explotación es corte y relleno ascendente en vetas Sub-horizontales (buzamiento de 30° en este caso), se utiliza máquinas perforadora Atlas Copco y palas neumáticas Eimco 12B y 21B en el caso de laboreo de sección 2.10m x 2.40m La extracción del mineral es con 2 winches colocados en serie, uno seguido de otro cada 40 metros. Los winches eléctricos son de 15 Hp, con rastra de 32", brazo armado y cable de ½", se extrae el mineral en línea recta hasta la Galería Principal. Las eficiencias están en promedio de 2.15 THG, como se muestra más adelante en el reporte de operación.

3.1.1 Condiciones del block a explotar

La caja techo y el mineral son medianamente competentes (cuando la valoración del RMR es mayor a 40).

Potencia del yacimiento mayor a 40cm y buzamiento de 30°.

3.1.2 Labores de desarrollo y preparación

Galería en Exploración o Desarrollo de acceso y vías para el transporte del mineral de Sección 2.1m de ancho x2.4m de altura (Ver figuras 6 Y 7).

Se desarrollan Chimeneas de exploración o Desarrollo cada 40m., que son luego Echaderos de mineral de 2.4m de ancho x 1.8 m de altura (buzón-camino), con una longitud de 3 a 4 metros. Seguido de una sección de 1.5m x 1.5m (Ver figuras 6 Y 7)

En la chimenea Instalar parrilla de 1.2 m de largo x 1.2m de ancho. (Ver figuras 6 Y 7)

En la Chimenea realizar una Cámara para el winche de 1.2m de ancho x 1.8m. Altura x 2m de largo, ubicada en la caja techo y a la altura del subnivel base, y en dirección de las chimeneas. (Ver figuras 6 Y 7)

Subnivel base de sección 1.2 m de ancho x 1.8 m de altura, a una distancia de 5.00 m. de la Galería. (Ver figuras 6 Y 7)

Subnivel intermedio de sección 1.2m de ancho x 1.8m de altura y a 20 metros alejado del subnivel base. (Ver figuras 6 Y 7)

Desarrollar las cámaras (chimeneas) de Preparación a 20 m. de las chimeneas de Exploración o desarrollo en dirección del buzamiento (ascendente), de sección 2.4 m de ancho x 1.50 m de altura como máximo (dependiendo de la potencia de veta) y 1.5 m de largo. (Ver figuras 6 Y 7)

Los paneles ó bloques a explotar son de 20 m x 20 m (Ver figura 6 y 8).

3.1.3 Minado

El avance será ascendente en dirección del buzamiento de la veta, para vetas regulares, y la longitud de taladro es de 5 pies (Ver figura 8).

El avance es en breasting en dirección del rumbo de la veta, para vetas muy irregulares o tipo rosario, y la longitud de taladro será de 5 pies (Ver figura 8).

Equipo de limpieza: winches de 10 Hp ó 15 Hp, y rastras de 24" y 32" respectivamente.

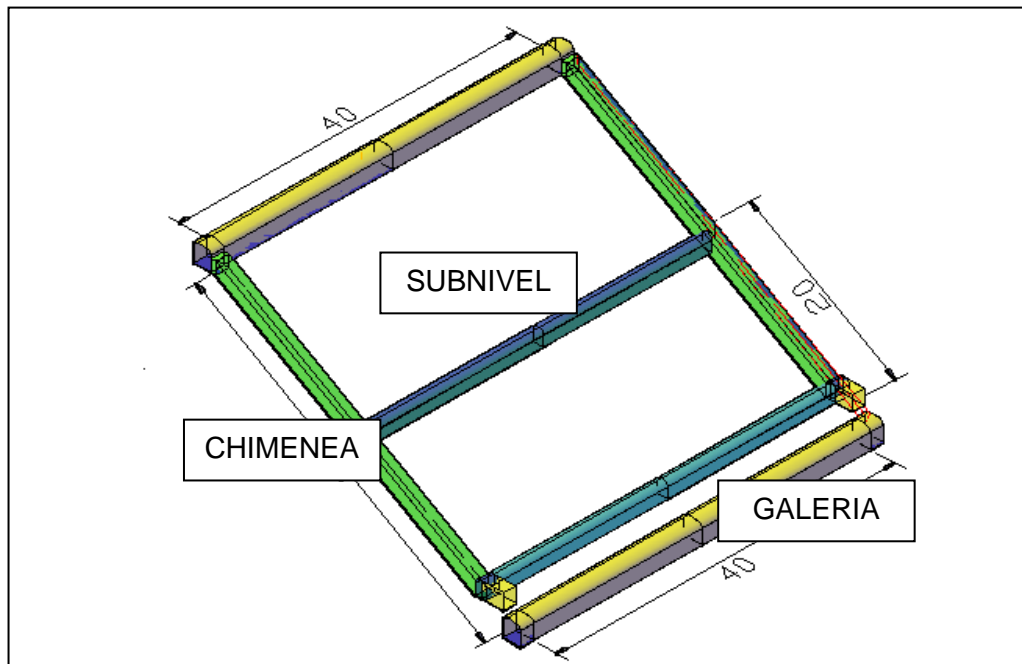
Sostenimiento con puntales y/o gatas hidroneumáticas espaciado entre 1.2 a 1.5 m

Cuando el fracturamiento del techo es intenso, se sostiene con cuadros de madera como soporte.

Pilares laterales: Pilar menor 3x4 m y Pilar mayor 3x6m (Ver figura 8).

Finalizada la explotación, rellenar los espacios vacíos (Ver figura 8 Y 9).

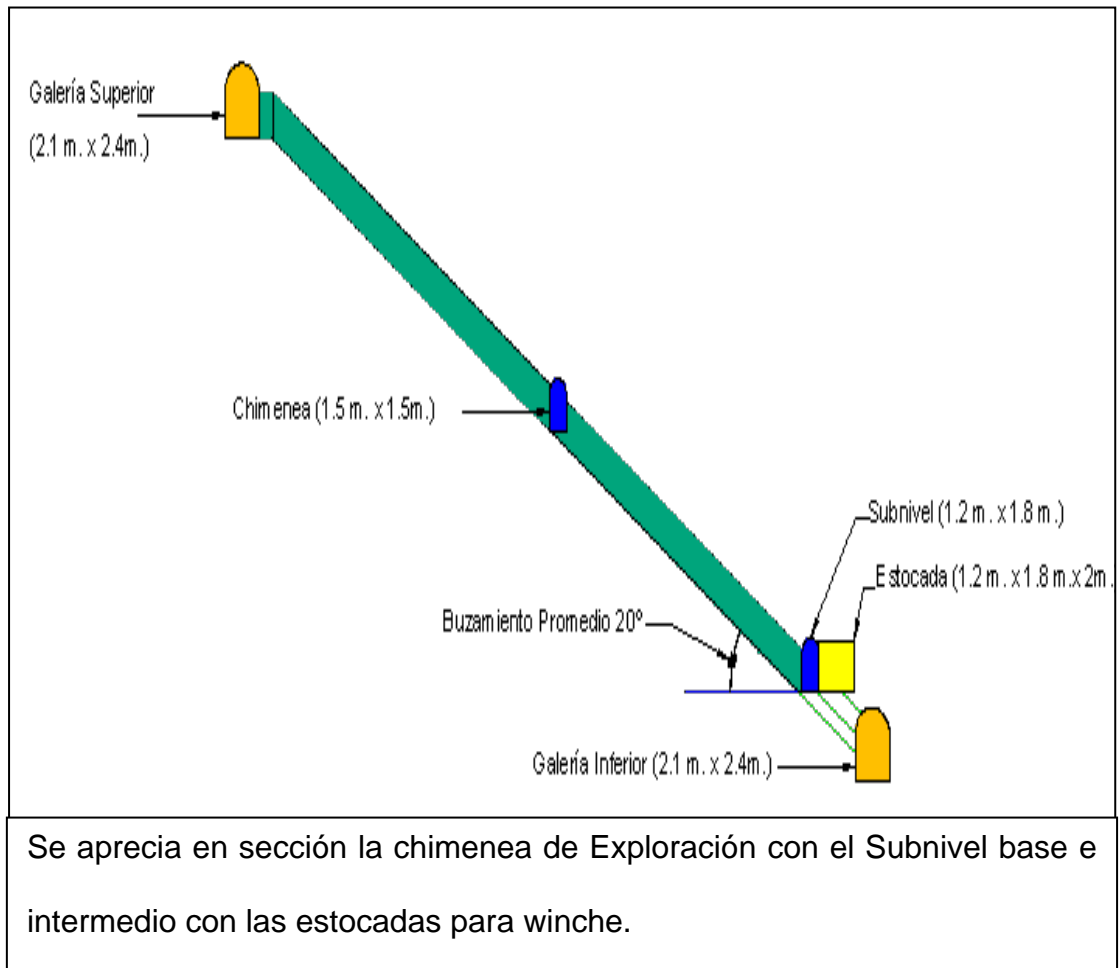
FIGURA 6: LABOREO DE EXPLORACION, DESARROLLO Y PREPARACION



Se desarrolla la Galería y luego se desarrollan las chimeneas cada 40 metros hasta el nuevo nivel. Luego tenemos el Subnivel Base a 5.0m de la Galería y subniveles de preparación cada 20 m del subnivel

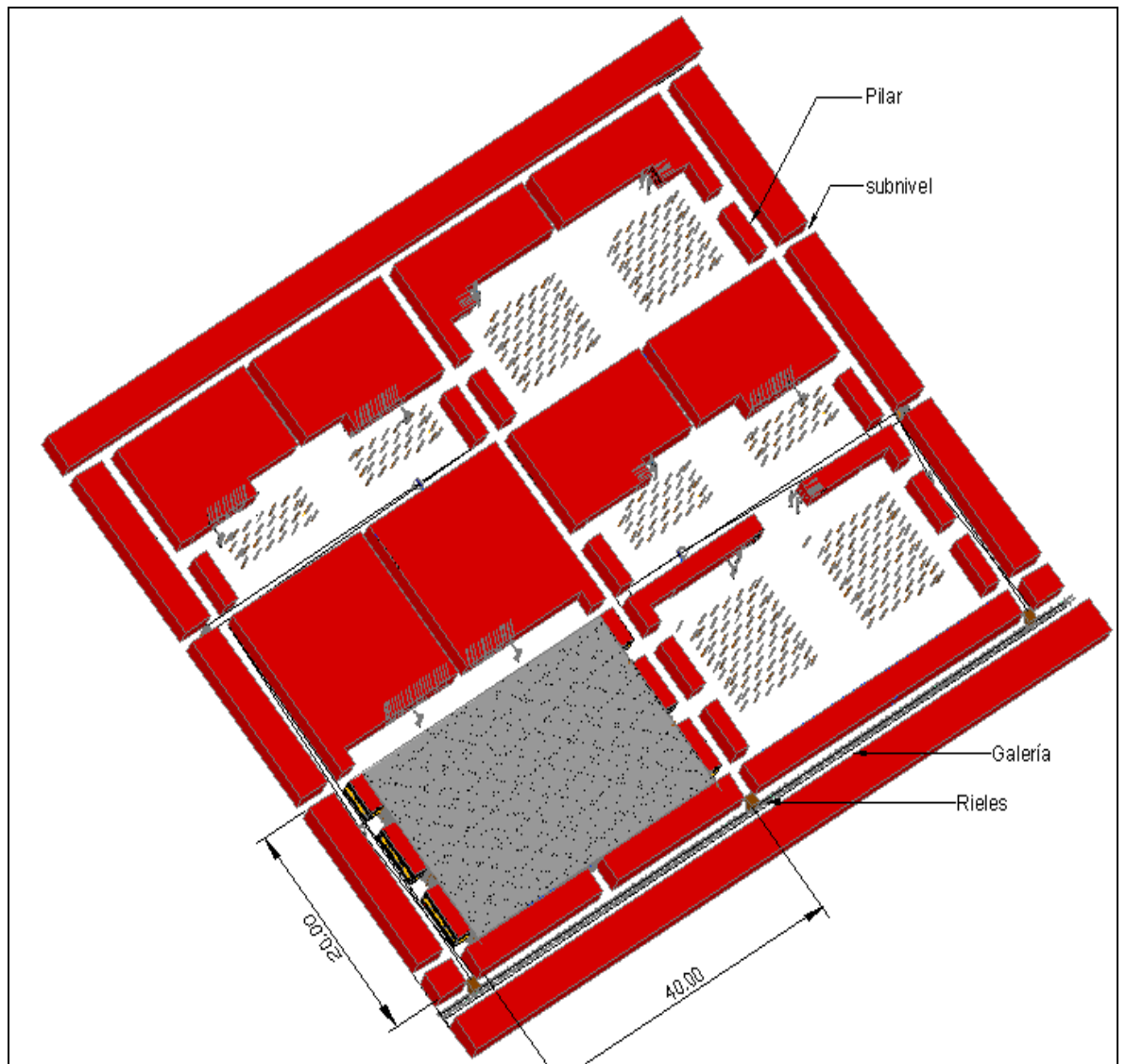
Fuente: Elaboración propia

FIGURA 7: VISTA EN SECCION



Fuente: Elaboración propia

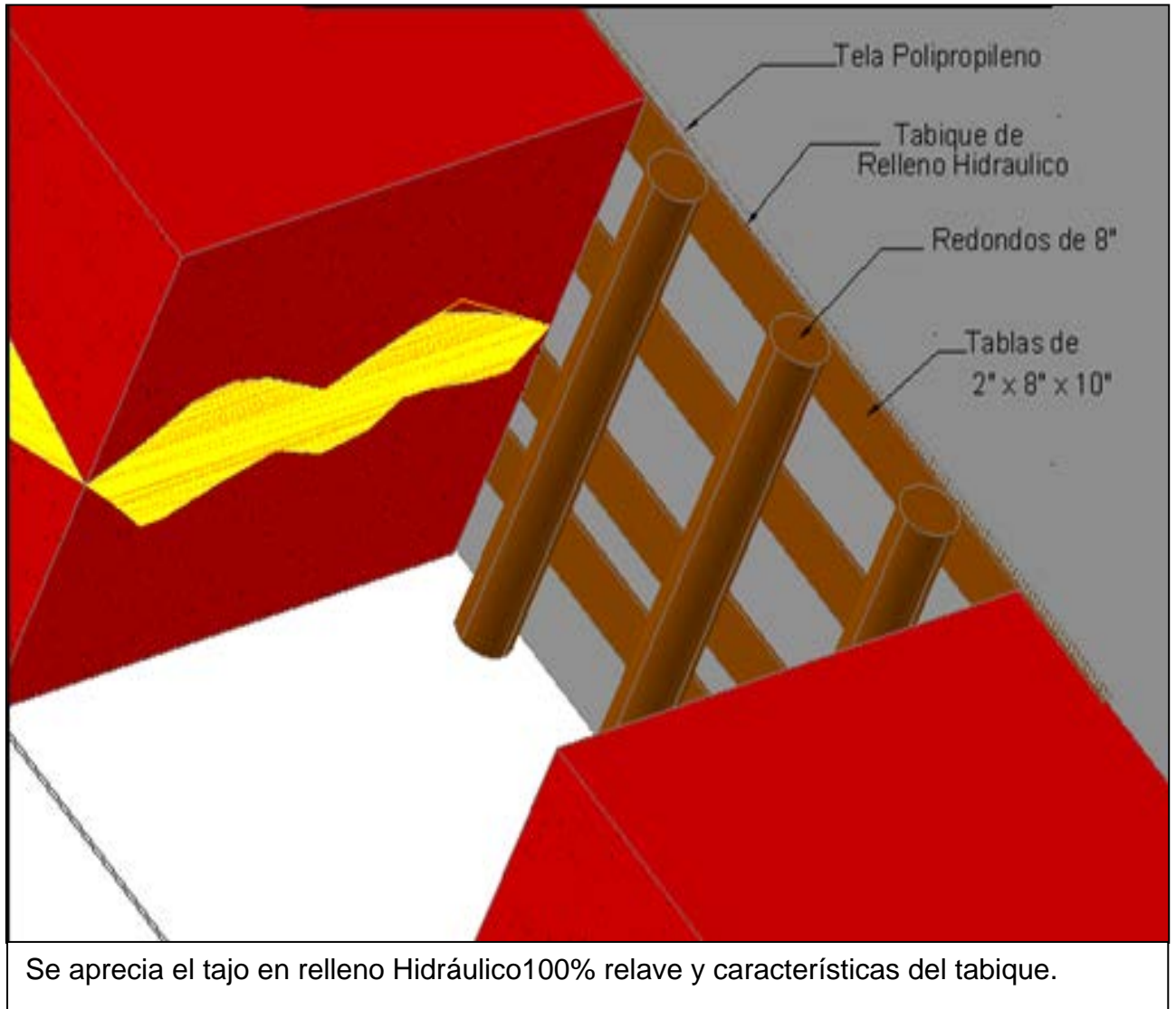
FIGURA 8: PERFORACION EN BREASTING Y ASCENDENTE



Se aprecia el tajo con relleno Hidráulico 100% relave y la perforación en Breasting y Ascendente.

Fuente: Elaboración propia

FIGURA 9: TAJO EN RELLENO HIDRAULICO



Fuente: Elaboración propia

3.2 EFICIENCIAS DE TAJOS 2010

En el 2010 se realizaron 5483 m de exploración y desarrollo la cual genero 101012 tms la cantidad de lineales genera mayor cantidad de reservas ganadas por la cual se deben explotar para el año 2011, la explotación debe ser con altas eficiencias superando las del 2010, los costos de explotación de tajos es el segundo gasto principal en la zona.

Por la cual se requiere explotar dichas reservas con un mayor rendimiento posible ante esto se introduce la explotación de estas reservas por el método LONG WALL.

Los ratios en tajos del 2010 se muestran en la siguiente tabla:

TABLA 3 RENDIMIENTOS DE TAJOS AÑO 2010

MES	TMS	F.V. (Kg/m3)	F.P. (m/m3)	TMS/Tal	*Rend (TMS/HG)	**Rend (TMS/HG)	***Rend (TMS/HG)
ENERO	8,216	0.80	3.28	1.27	1.97	2.01	2.59
FEBRERO	7,857	0.76	3.31	1.30	2.15	2.16	2.86
MARZO	8,015	0.82	3.34	1.27	2.25	2.26	2.85
ABRIL	8,170	0.97	3.87	1.10	2.19	2.21	2.85
MAYO	7,751	0.83	3.32	1.28	2.46	2.47	3.09
JUNIO	7,233	0.89	3.70	1.14	2.07	2.08	2.60
JULIO	8,430	0.83	3.27	1.27	2.26	2.27	3.01
AGOSTO	7,934	0.77	3.24	1.32	2.18	2.19	2.90
SEPTIEMBRE	6,310	0.90	3.70	1.15	2.03	2.04	2.64
OCTUBRE	5,242	0.78	3.21	1.34	1.94	1.95	2.66
NOVIEMBRE	5,384	1.04	4.01	1.05	2.05	2.05	2.69
DICIEMBRE	5,778	0.84	3.40	1.27	2.26	2.28	3.24
TOTAL	86,320	0.85	3.46	1.23	2.15	2.17	2.82
PROMEDIO	7,193	0.85	3.47	1.23	2.15	2.16	2.83

Fuente: Elaboración propia

* LPV+Sost+Serv, ** LPV+Sost *** LPV

Con la explotación actual tenemos problemas en los ciclos de limpieza, incidiendo en los rendimientos y eficiencias.

Además debido a que la inclinación que es de 30°, el winchero tiene que estar permanente para el chuteo por la falta de almacenaje de la tolva que tiene 45°, y si hubiese un colapso paralizaría la producción, pues sería dificultoso controlarlo y tratar de recuperar el mineral, pues solo tenemos un acceso y finalmente para el relleno tendríamos que parar la producción de los tajos, debido a que no se puede trabajar en simultaneo con seguridad en dicha etapa.

3.3 DEFINICIÓN DE LOS RENDIMIENTOS UTILIZADOS

a) F.V. (Kg/m³).- es la relación de kilogramos de explosivo por metro cúbico de mineral roto.

b) F.P. (m/m³).-es la relación metros perforados por metro cúbico de mineral roto.

c) Rendimiento (*Rend (TMS/HG)).- es la relación de toneladas métricas secas y el personal de operación en limpieza, perforación, voladura, sostenimiento y servicios. Representa la cantidad de toneladas métricas secas por cada hombre guardia.

d) Rendimiento (Rend (TMS/HG)).-** es la relación de toneladas métricas secas y el personal de operación en limpieza, perforación, voladura y sostenimiento. Representa la cantidad de toneladas métricas secas por cada hombre guardia.

e) Rendimiento (*)Rend (TMS/HG)).-** es la relación de toneladas métricas secas y el personal de operación en limpieza, perforación y voladura. Representa la cantidad de toneladas métricas secas por cada hombre guardia.

f) Eficiencia de tonelada métrica secas por Taladros (TMS/Tal).- es la relación de toneladas métricas producidas por taladros perforados. Representa la cantidad de toneladas métricas producidas por cada taladro perforado.

3.4 PRESUPUESTO DE EXPLOTACIÓN 2011

El presupuesto del 2011 se plantea una explotación promedio mensual en tajos de 8682 tms con una ley de 9 g/tms, la explotación promedio mensual del año 2010 fue de 7193 tms, este incremento es del 17% con respecto al año pasado.

La programación con respecto a otras secciones se muestra en la siguiente tabla:

TABLA 4

Minera Aurífera Retamas S.A.

PLANEAMIENTO OPERACIONAL 2011

Anexo 4

PROGRAMA DE EXPLOTACION - 2011

SECCIÓN	Unid	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Pomedio	TOTAL
Chilcas Bajo	TMS	7,950	7,500	8,250	8,250	8,250	8,175	9,225	9,525	9,225	9,450	9,008	9,375	8,682	104,183
	Ley	9.47	9.75	9.60	9.60	9.79	9.87	8.47	8.53	9.01	8.84	9.04	8.92	9	9.21
	Kg.	75.27	73.10	79.21	79.21	80.75	80.66	78.12	81.29	83.16	83.55	81.44	83.64	80	959.40
Batolito I (INCLINADOS)	TMS	7,845	7,425	7,800	7,800	7,800	7,575	8,475	8,775	8,475	8,850	8,250	9,000	8,173	98,070
	Ley	9.72	9.58	9.72	9.59	9.59	9.58	9.31	9.30	9.32	9.31	9.45	9.21	9	9.46
	Kg.	76.23	71.15	75.79	74.83	74.77	72.58	78.91	81.63	79.01	82.37	77.94	82.85	77	928.05
Batolito I (VALERIA I)	TMS	2,475	2,325	2,475	2,475	2,475	2,400	3,000	3,225	2,888	3,375	3,000	3,375	2,791	33,488
	Ley	9.37	9.37	9.37	9.37	9.38	9.37	8.84	8.70	8.84	8.84	8.84	8.71	9	9.05
	Kg.	23.19	21.79	23.19	23.20	23.21	22.50	26.51	28.07	25.52	29.83	26.51	29.39	25	302.92
Batolito II (VALERIA II)	TMS	8,663	8,175	8,550	8,625	8,625	8,250	8,700	9,300	8,550	9,338	8,775	9,338	8,741	104,888
	Ley	13.63	13.63	13.69	13.69	13.69	13.76	13.69	13.69	13.56	13.56	13.69	13.43	14	13.64
	Kg.	118.03	111.39	117.07	118.09	118.09	113.51	119.12	127.34	115.93	126.60	120.15	125.36	119	1430.67

Fuente: Departamento de planeamiento Marsa

3.5 HIPÓTESIS DE TRABAJO

Por las condiciones mostradas, se plantea como hipótesis de trabajo: “Implementar el método LONG WALL en la veta cabana 2h zona Chilcas Bajo a fin de mejorar los rendimientos, las eficiencias, la producción de la mina, así como las condiciones de seguridad de la producción en sí”.

Esta hipótesis se desarrolla y explica en el siguiente capítulo.

CAPITULO IV: INCREMENTO DE RENDIMIENTOS EN LOS TAJOS DE CHILCAS BAJO

4.1 ANÁLISIS Y ACCIONES DE DEMOSTRACIÓN DE HIPÓTESIS DE TRABAJO

Como hemos apreciado en el capítulo anterior, a fin de desarrollar la hipótesis de trabajo, la solución planteada consiste en disminuir el tiempo en el ciclo de limpieza y poder trabajar más tajos en simultaneo para incrementar las eficiencias y rendimientos.

Para implementar la solución se planteó realizar un nuevo método de minado, debido a que el buzamiento de la veta es muy echado (30°),

logrando de esta manera disminuir el tiempo en la limpieza y trabajando más tajos en simultáneo.

4.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL

El método de explotación long Wall en vetas Sub-horizontales (buzamiento de 30° en este caso), donde se utilizan máquina perforadora de marca atlas Copco. La extracción del mineral es con winches colocadas en cada chimenea, uno seguido de otro cada 40 metros. Los winches eléctricos son de 15 Hp, con rastra de 32", brazo armado y cable de ½", se extrae el mineral trabajando con el winche en L hasta la Galería principal. Las eficiencias con este método llegan a 3.20 tms/hg, como se muestra más adelante.

4.2.1 Condiciones del block a explotar

La caja techo y el mineral son medianamente competente (cuando la valoración del RMR sea mayor a 40).

Potencia del yacimiento mayor a 40cm y buzamiento de 30°.

4.2.3 Preparación del block.

Preparación del block para el método de Long Wall. (Ver figura 10)

Sellar chimeneas sobre veta cada 40 m.

Dimensionar el block a explotar de 38.5 m x 20 m, (Ver figura 10)

Desarrollar la galería de sección de 7' (2.1m) de ancho x 8' (2.4m) de alto, a lo largo de la estructura mineralizada para la extracción del mineral.

Desarrollar el by pass de sección de 7' (2.1m) de ancho x 8' (2.4m) paralelo a la galería y alineado con el subnivel superior para comunicar a dos labores. (Ver figura 10)

Desarrollar sub niveles de sección de 4' (1.2m) de ancho x 6' (1.8m), el primero como subnivel base encima y paralelo a la galería dejando un puente de 4 m y el segundo sub nivel después de 20 m.

Desarrollar las chimeneas laterales a partir de la galería, de sección de 5' (1.5m) de ancho x 5' (1.5m) de alto.

Mantener entre la galería y el subnivel base un puente de 4 m.

4.2.4 Minado

A partir del subnivel base se genera la cara libre (tipo chimenea) en dirección del buzamiento con sección 2.4 m (8') x 1.5 m (5') para dividir el block en dos partes y a partir de éste iniciar la rotura en dirección del rumbo y con salida hacia el subnivel. Ver figura 11.

El avance será en dirección del rumbo de la veta, con taladro de 5' a 6'.

La limpieza será con winches de 15 HP, y rastras de 36”.

Sostener con puntales de madera de 7” Ø a 8” Ø con cabezal Jack pot (platos pretensados) para darle velocidad al minado. La distancia entre los puntales será de 1.5 m x 1.5 m e irán alineados para permitir la limpieza con el rastrillo.

Cuando se requiera instalar Wood Crib (anillos de madera) para sostener la caja techo, mientras dure la explotación de todo el block. (Ver figura 12).

Cuando la presión de la caja techo supera la capacidad de soporte de los puntales se procederá al relleno correspondiente.

Dejar pilares laterales de 3 m de ancho por 20 m de largo, paralelo a las chimeneas.

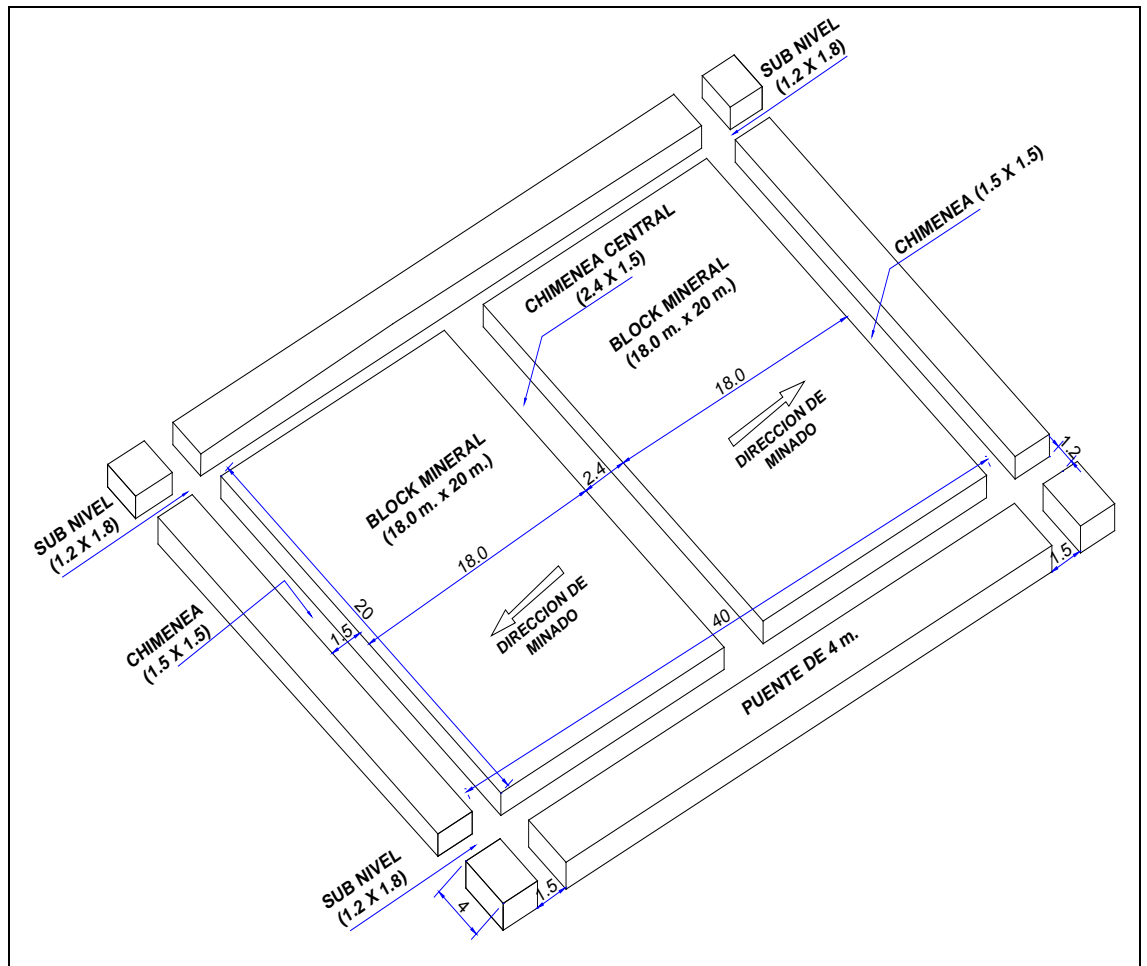
Finalizada la explotación del block se procederá a rellenar.(Ver figura 13)

4.2.5 Servicios.

Las válvulas principales de agua y aire deben estar ubicados en el ingreso de la galería principal de acceso al block.

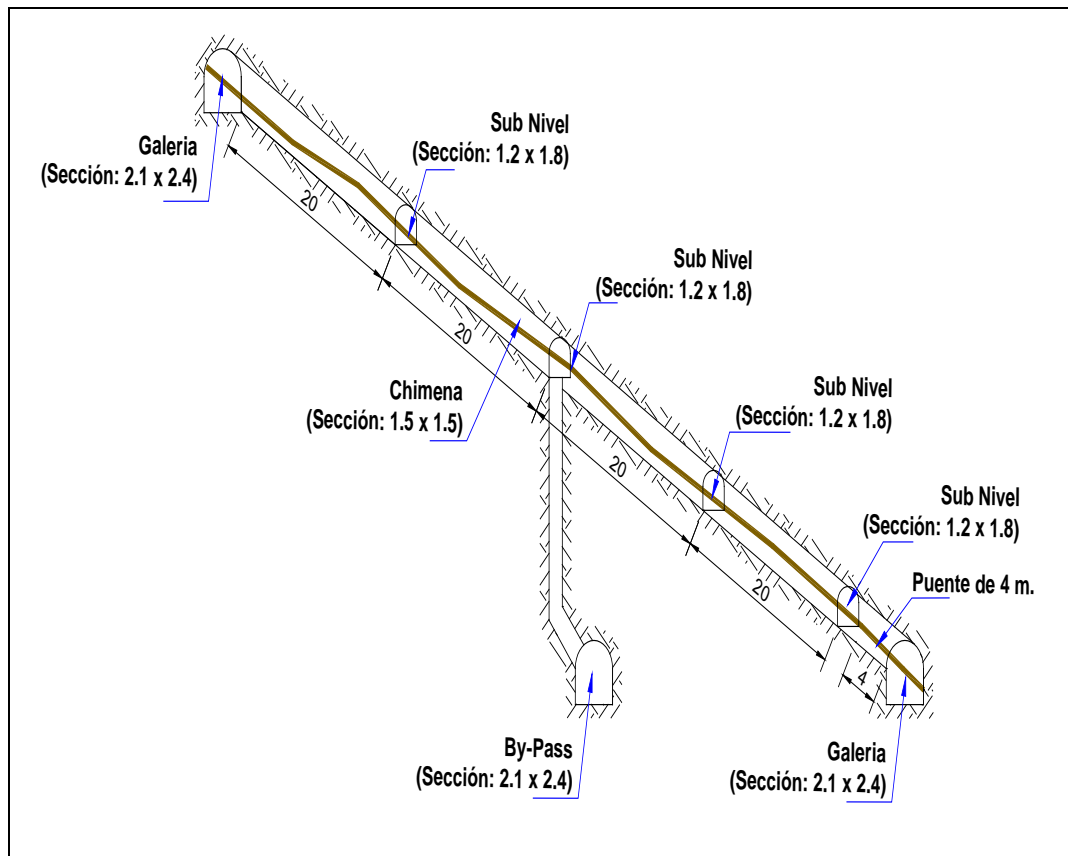
Las tuberías de servicios irán al lado opuesto de los cables eléctricos.

FIGURA 10: PREPARACIÓN DE BLOCK DE 38.5 M X 20.0 M



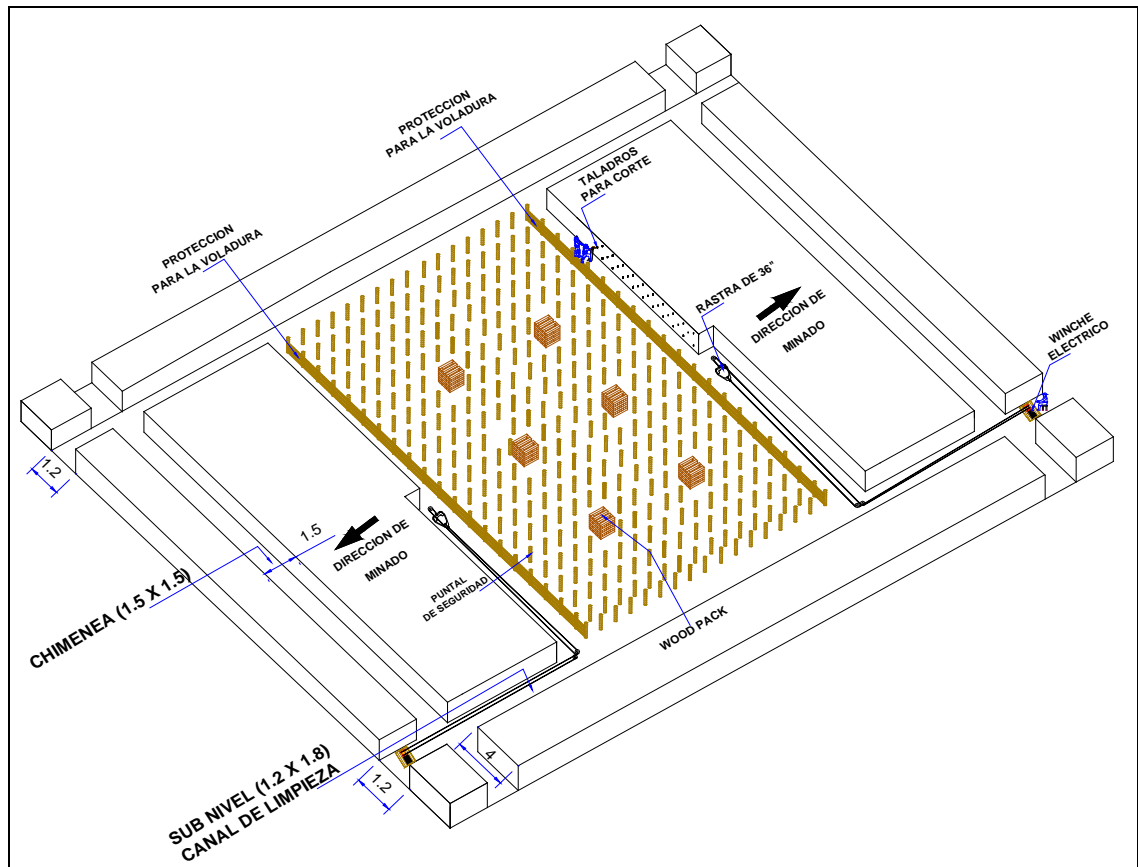
Fuente: : Elaboración propia

FIGURA 11 PREPARACION DE LA CHIMENEA CENTRAL DE SECCION 2.4m X 1.5 m



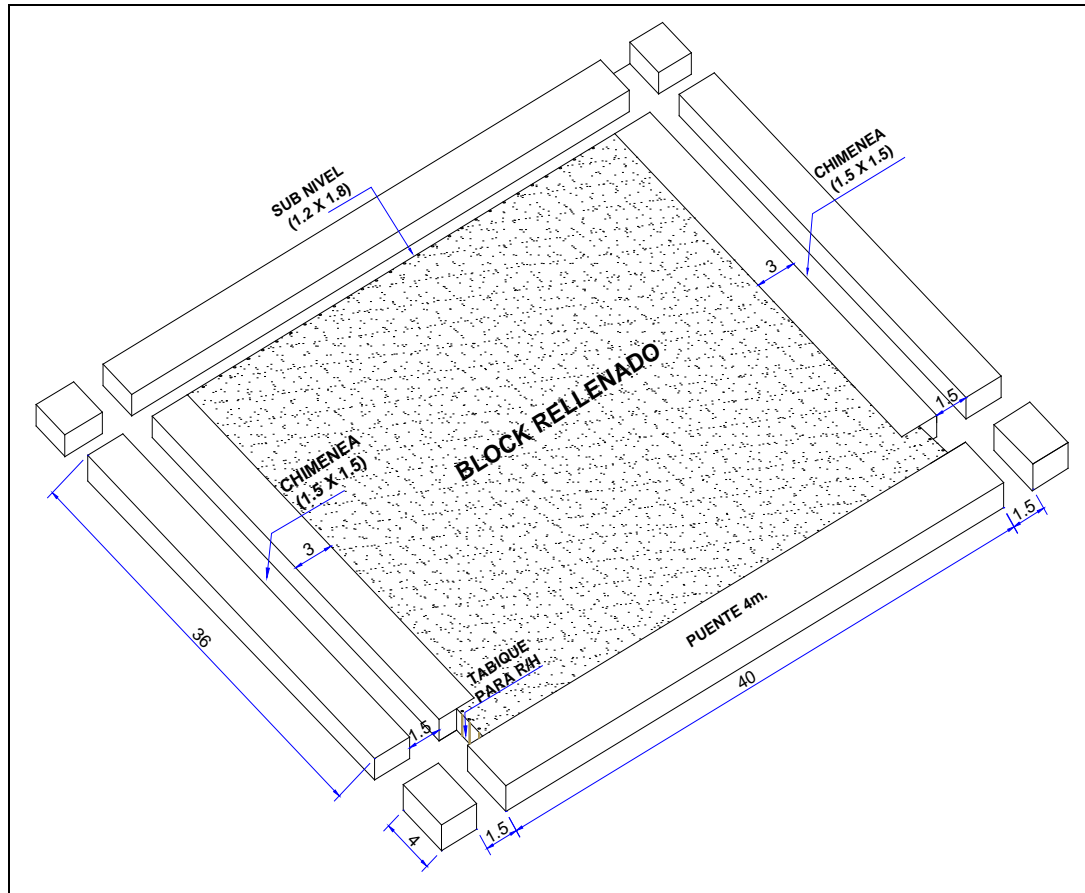
Fuente: : Elaboración propia

FIGURA 12.: VISTA DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR LONG WALL.



Fuente: Elaboración propia

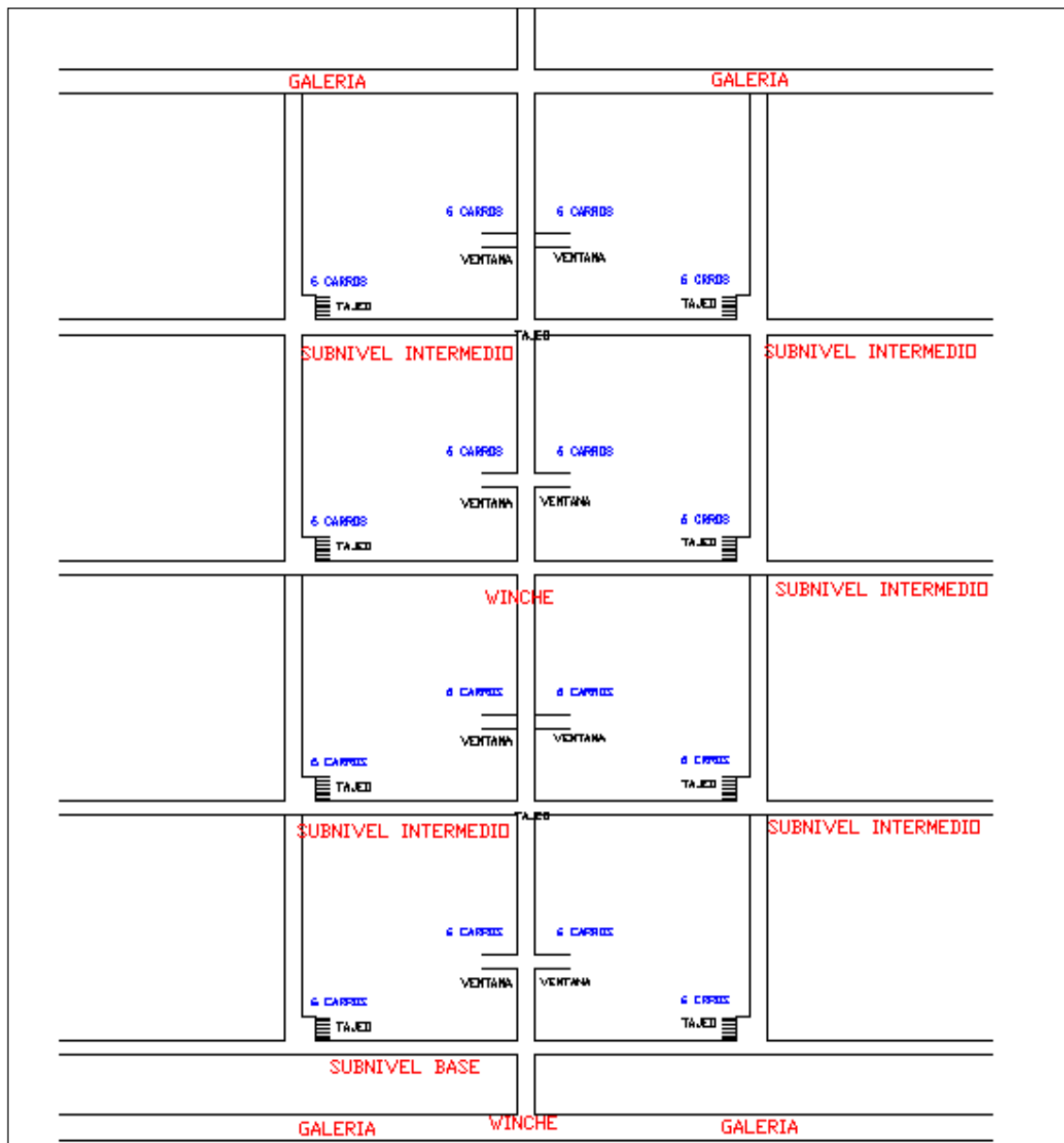
FIGURA 13: VISTA DEL BLOCK RELLENADO



Fuente: Elaboración propia

El By Pass realizado y su echadero hacia los Subniveles intermedios permitirá almacenar mayor volumen de mineral considerando que son de 20 m. de longitud y de sección 1.5m x 1.5 m. con capacidad de hasta 60 carros de mineral, teniendo en cuenta que cada Winche operando jalara máximo un promedio de 48 carros cuando se trabaje tajos simultáneos en blocks de 40 m. x 40.0 m permitiendo de esta manera una explotación ordenada y relleno de manera oportuna. Esta solución planteada incrementó los rendimientos y eficiencia de la operación minera (ver figura 14)

Figura 14: explotacion con corte y relleno



Fuente: Elaboración propia

4.3 ANÁLISIS GEOMÉCANICO

La metodología que se emplea en la mina es la siguiente:

Mapeo Geomécánico en las labores lineales, obteniendo el:

- RQD
- RMR de Bienawski (1989)
- Q de Barton (1974)

a) RQD

Es un indicativo de la calidad de la roca, lo obtenemos de la formula, $RQD = 115 - 3.3JV$ y JV : Numero de bloques por m^3

Los parámetros de clasificación para obtener el RMR son:

- a. Resistencia de la roca intacta.
- b. Índice de calidad de la roca RQD.
- c. Espaciamiento de las discontinuidades
- d. Condición de las discontinuidades
 - Persistencia o longitud de la discontinuidad
 - Apertura o espacio abierto que presenta una discontinuidad.
 - Rugosidad o aspereza del plano de discontinuidad

- Relleno o material que se encuentra dentro de la discontinuidad.
- Alteración o grado de descomposición de la masa rocosa.

e . Condiciones de agua subterránea.

En el formato que se presenta en la siguiente página, se puede observar cómo se determina el RMR y como se clasifica la masa rocosa en base a este parámetro.

La resistencia compresiva, puede determinarse conforme a los procedimientos indicados en el formato. Alternativamente, se puede determinar con el martillo Schmidt de dureza, utilizando el gráfico de la Figura 15 mediante ensayos de laboratorio.

El RQD alternativamente puede determinarse a partir de los testigos de las perforaciones diamantinas, utilizando la siguiente relación:

$$RQD = \frac{\text{Suma long. Piezas de testigos } \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total de la corrida}} \times 100 \text{ (\%)}$$

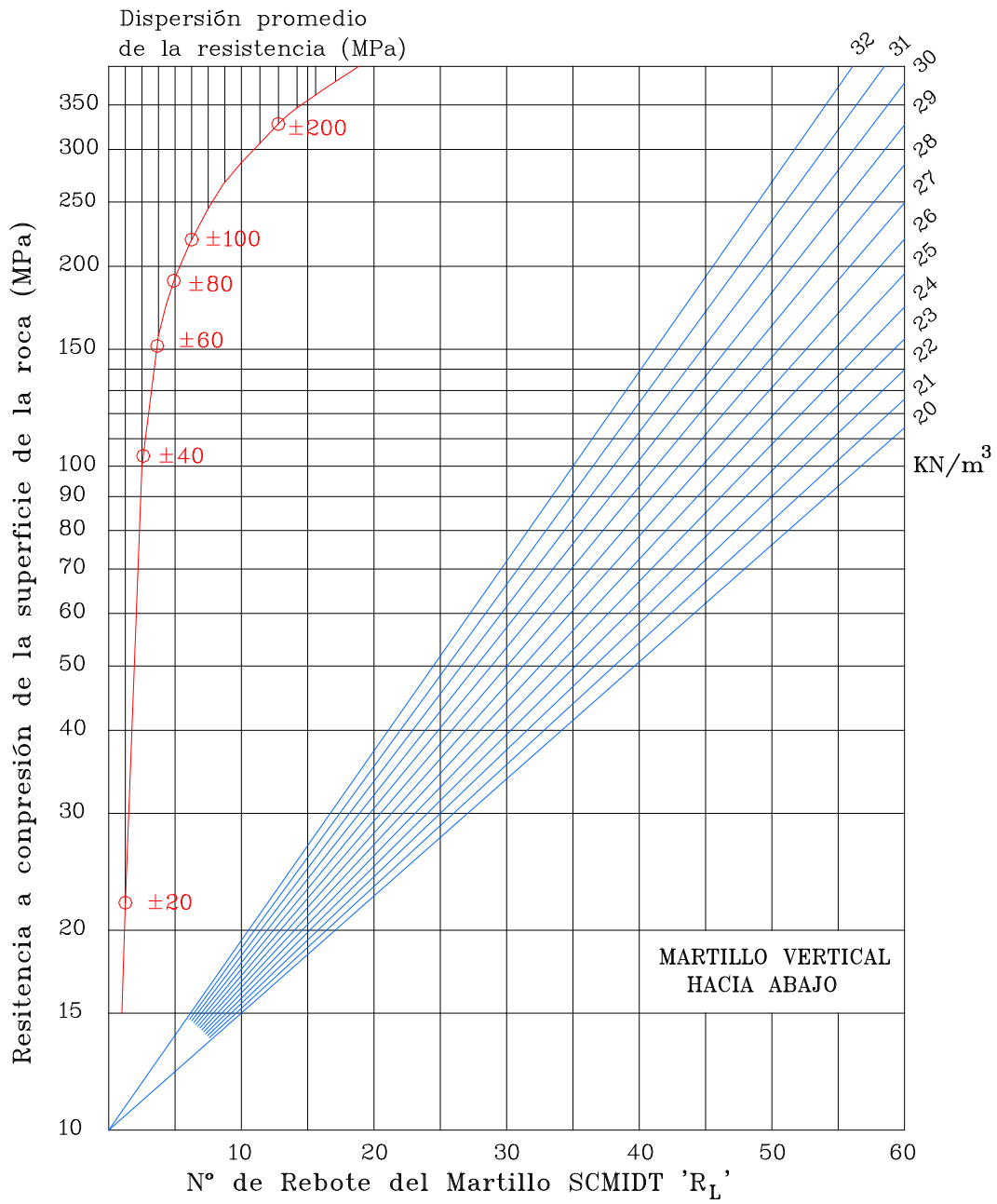


FIGURA 15: CARTILLA DE CORRELACIÓN PARA EL MARTILLO SCHMIDT,

Fuente: Departamento de mecánica de rocas Marsa

RELACIONANDO LA DENSIDAD DE LA ROCA, RESISTENCIA COMPRESIVA Y EL NÚMERO DE REBOTE. (SEGÚN MILLER).

b) RMR

Es la suma de valoraciones, tal como se muestra en las siguientes tablas.

TABLA N° 5: VALORACION DEL RQD Y RMR

Parámetro	σc	RQD	ESPACIAMIE NT. ENTRE DISCONT.	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES					AGUA SUBT.	ORIENTACION DE DISCONT.	Jv	RMR
				PERSISTENCIA	ABERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZAC.				
Punto de Mapeo	15 12 7 4 2	20 15 10 8 5	20 15 10 8 5	6 4 2 2 0	6 5 4 1 0	6 5 3 1 0	6 4 2 2 0	6 5 3 1 0	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12		
1	4	8	5	4	6	5	4	3	4	5	22	38.00
2	4	8	5	4	6	5	4	3	7	5	20	41.00
3	7	5	5	4	6	5	4	5	4	5	26	40.00
4	4	8	5	4	6	6	4	5	7	5	17	44.00
5	7	8	5	2	6	5	4	3	7	5	18	42.00
6	4	8	5	4	6	5	4	1	7	5	22	39.00
7	4	8	5	4	6	5	4	5	7	5	17	43.00
pro											20	41.00

Fuente: Departamento de Mecánica de Rocas Marsa

TABLA N° 6: CLASIFICACION DEL MACISO ROCOSO

SECCION MECANICA DE ROCAS						
SISTEMA DE CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO						
TIPO ROCA	RMR	DESCRIPCION	FIG. FRACT.	CARACTERISTICAS	RESIST. DE LA ROCA	
I	I-B	81 - 90	MUY BUENA "B"		Roca dura con muy pocas fracturas, leve alteración, terreno seco	Solo se puede romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo.
II	II-A	71 - 80	BUENA "A"		Roca dura con pocas fracturas, leve alteración, terreno seco con cierta humedad	Con varios golpes con el martillo de geólogo se puede romper pequeños fragmentos de la muestra
	II-B	61 - 70	BUENA "B"		Roca dura con regular cantidad de fracturas, leve alteración, húmedo en algunos casos.	Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.
III	III-A	51 - 60	REGULAR "A"		Roca de regular dureza, con regular a mayor cantidad de fracturas, ligeramente a moderadamente alterada, pequeñas fallas con panizo, terreno con ligero humedecimiento.	Se requiere tres golpes firmes con el martillo de geólogo para romper la muestra.
	III-B	41 - 50	REGULAR "B"		Roca poco blanda con regular a mayor cantidad de fracturas, ligeramente a moderadamente alterada, pequeñas fallas con panizo, terreno con goteo ocasional.	Con dos golpes con el martillo de geólogo se puede producir fracturamiento.
IV	IV-A	31 - 40	MALA "A"		Roca blanda que presenta muchas fracturas, roca alterada, fallas un poco significativas con panizo y goteo de agua.	No se puede rayar o desconchar con una navaja. La muestra se puede romper con dos golpes firmes del martillo.
	IV-B	21 - 30	MALA "B"		Roca blanda que presenta muchas fracturas, roca muy alterada, fallas significativas con panizo, goteo o flujo constante de agua.	Se puede rayar con dificultad con una navaja. La muestra se puede romper con un golpe firme del martillo de geólogo.
V	V-A	0 - 20	MUY MALA "A"		Roca muy blanda, intensamente deleznable con muchas fracturas. Roca intensamente fracturada, fallas significativas con mucho panizo, flujo continuo de agua en las fracturas.	Puede desconcharse con dificultad con una navaja. Se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo.

Fuente: Departamento de Mecánica de Rocas Marsa

c) En el Sistema Q de Barton (1974)

El RMR de Bienawski y el Q de Barton están relacionados por la siguiente expresión:

$$\text{RMR} = 9 \times \text{Ln}Q + 44$$

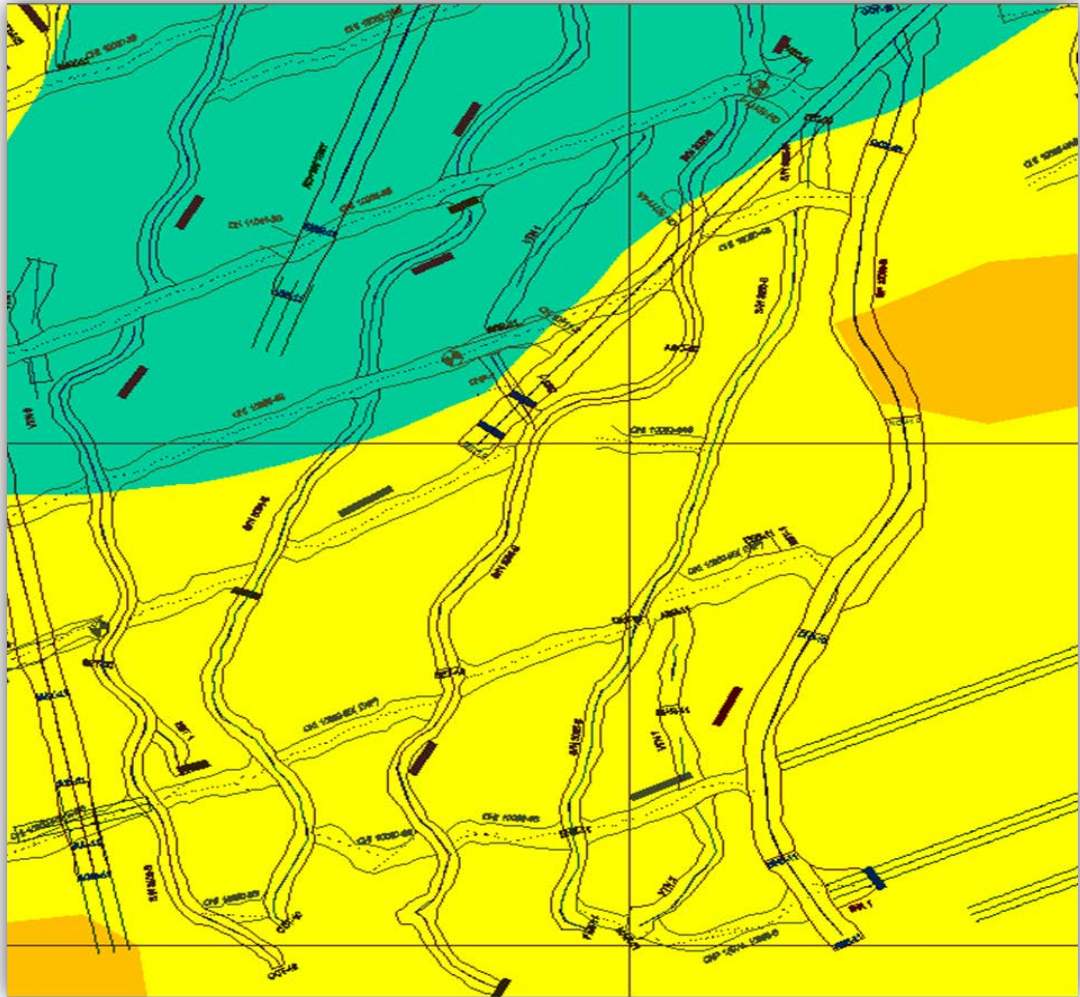
Según el valor de Q la masa rocosa se clasifica de la siguiente manera:

TABLA N° 7: CLASIFICACION DEL MACISO ROCOSO

Calidad Roca	Muy Buena	Buena	Regular	Mala	Muy Mala
Rango Q	40 – 100	10 - 40	4 - 10	1 – 4	0.1 – 1.0

Fuente: Departamento de Mecánica de Rocas Marsa

FIGURA N° 16: PLANO DE ZONIFICACION GEOMECANICA



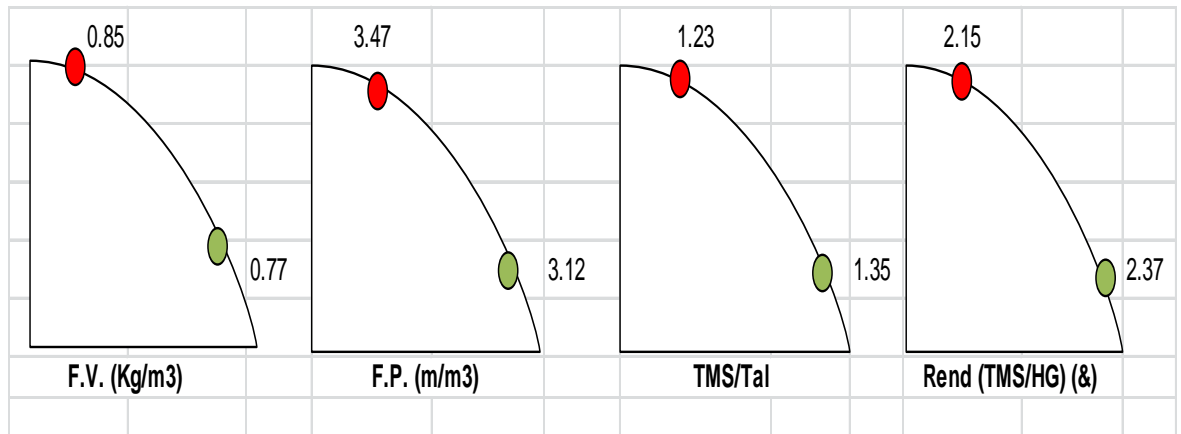
Fuente: Departamento de Mecánica de Rocas Marsa

4.3 PRESUPUESTO DE RENDIMIENTOS EN TAJOS PARA EL 2011

La cantidad de labores lineales en el 2010 generó unas reservas de 101000 TMS para ser explotadas el año 2011, esta explotación tiene que ser con las mejores eficiencias por lo que es necesario explotar con el método long Wall, en el 2010 se comenzó la explotación con este método la cual fue de aprendizaje, se explotaron tajos pilotos, este año se plantea incrementar la explotación con este método de minado.

la mejora planteada es generar 20% más de incremento en productividad en tajos long Wall (TL) con respecto a los rendimientos de tajos en el 2010 se puede observar en el siguiente figura:

FIGURA 17:



Fuente: Elaboración propia

● Ratios de año 2010

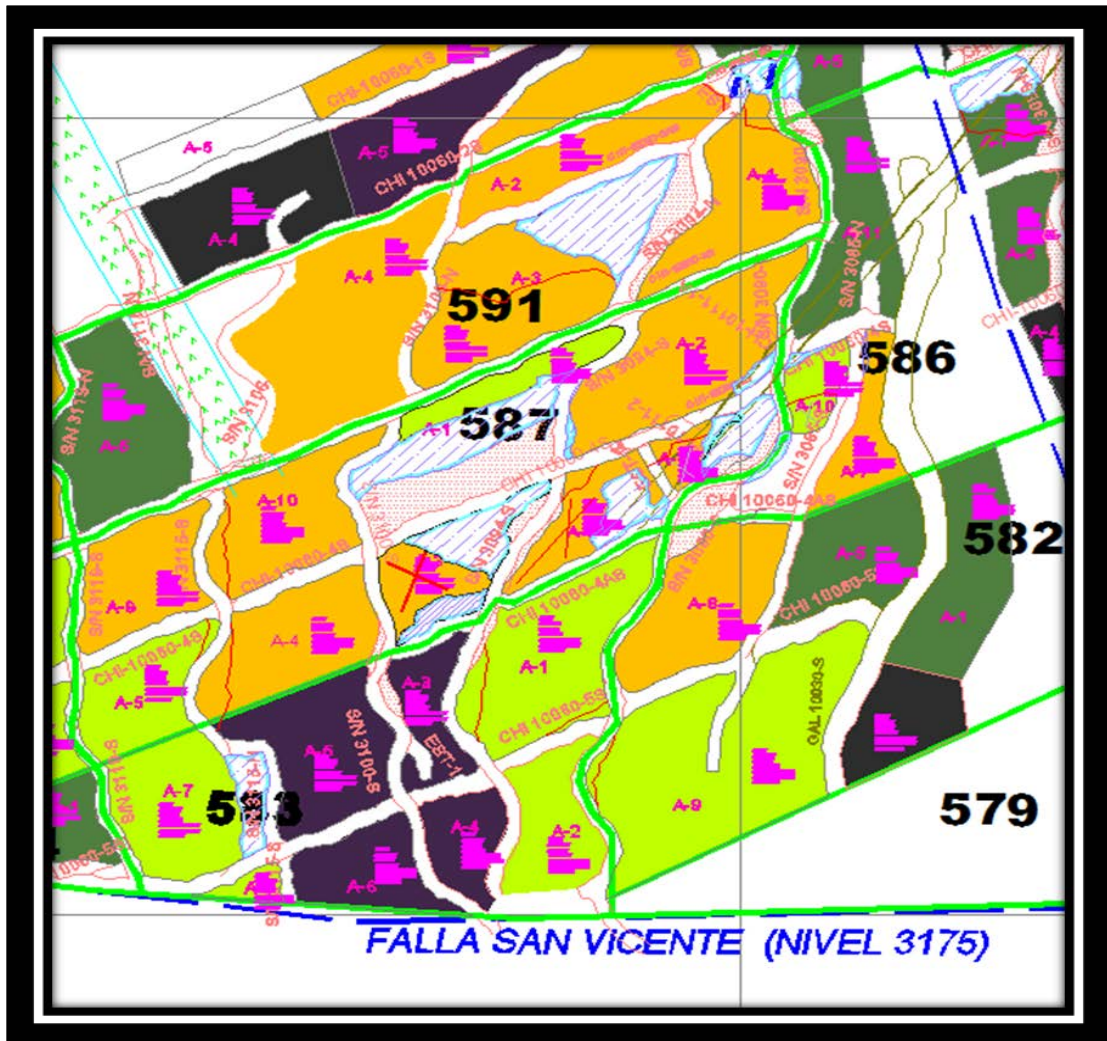
● Ratios con el 20 % incremento

En la figura 17 los puntos rojos son el promedio mensual de rendimientos en tajos del año 2010, los puntos verdes son la mejora propuesta en el incremento del 20% de la productividad de los rendimientos en tajos con el método LONG WALL del 2011.

4.4 EXPLOTACION LONG WALL EN VETA CABANA 2H NIVEL 3075

Las reservas de la veta cabana 2h son de 90662 TMS con una ley de 14.28 g/TMS con una potencia de 0.73 m, la explotación con el método long Wall se realizara en el nivel 3075 en los tajos 591, 587, 583, 582 como se muestra en el siguiente figura:

FIGURA 18: BLOCK DE TAJOS VETA CABANA 2H NIVEL 3075



Fuente: Departamento de Geología Marsa

Las reservas de los tajos de la figura n° 18 en el sistema de cubicación al 01/01/2011 son de 16237 tms con una ley de 18 gr/tms con una potencia de 0.80 m cuando se muestran en la tabla 8.

TABLA 8: RESERVAS POR BLOCK VETA CABANA 2H

Minera Aurifera Retamas		Filtr Ley Mena		Page 5 of 6													
SISTEMA DE RESERVAS		Certeza: '1','2'															
RESERVAS POR BLOCK		Accesibilidad: '1','2'															
				Reservas 20110101													
Veta	Nive	Block	CANVE rdeas tctilt zedca	MENA			MARGINAL			SUBMARGINAL			ESTRUCTURA MINERALIZADA				
				TM	Pot	Ley	TM	Pot	Ley	TM	Pot	Ley	Pot	Ley	TM		
17H	3075	582	11A1A	3,553	0.72	13.68									0.98	10.27	4,714
17H	3075	583	11A1A	4,662	1.01	24.27									1.19	20.67	5,495
17H	3075	587	11A1A	4,580	0.78	18.47									1.03	14.17	6,006
17H	3075	591	11A1A	3,442	0.68	15.58									0.96	11.15	4,875
		TOTAL		16,237	0.80	18.00											

Fuente: Departamento de geología Marsa

Los rendimientos de la explotación de tajos en enero, febrero, marzo y abril del 2011 con el método LONG WALL se puede observar en la tabla 9.

TABLA 9: RENDIMIENTOS DE TAJOS CON EL METODO LONG WALL

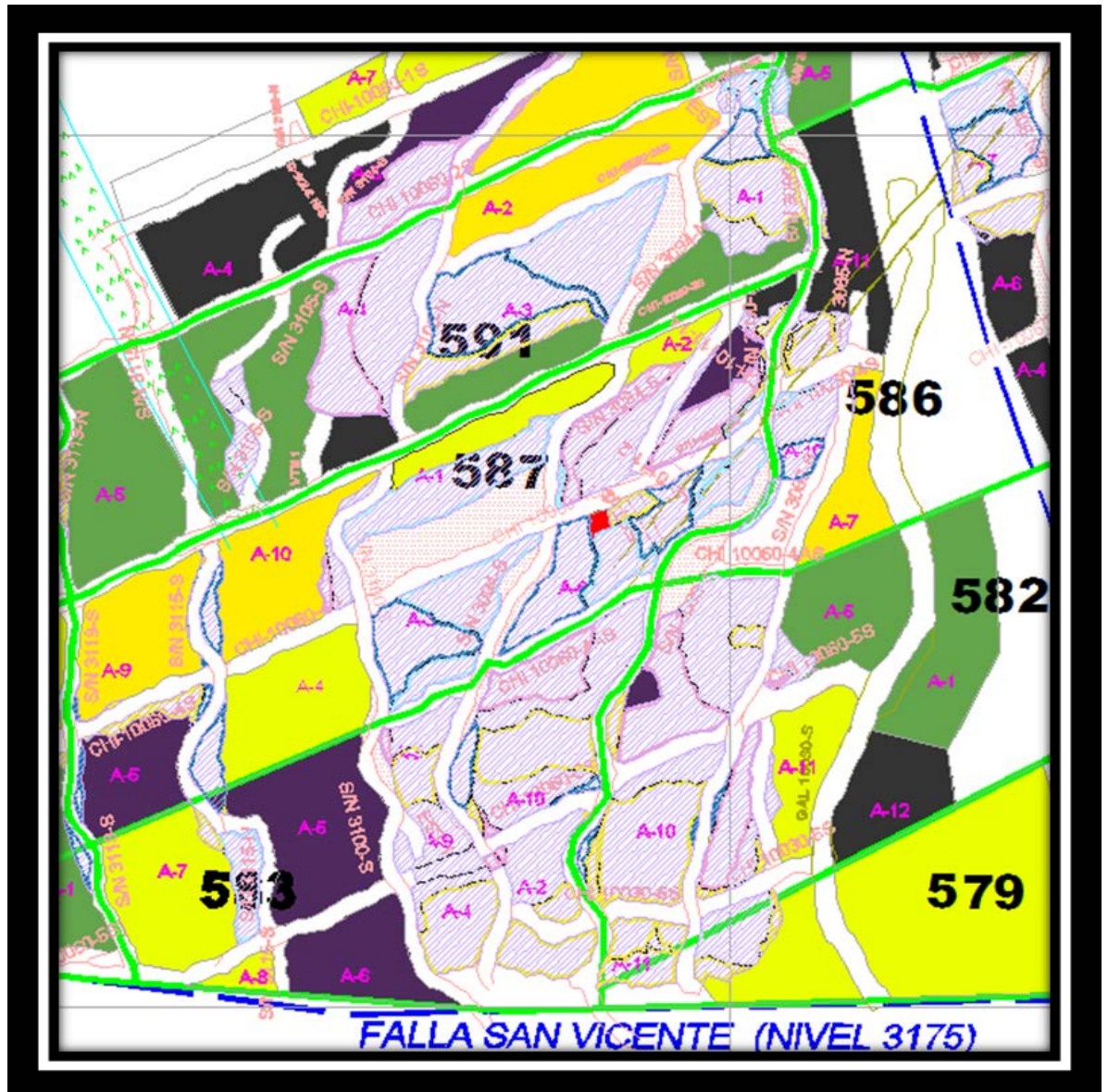
TL LONG WALL

MES	TMS	LEY	M3	TAR_LPV	TAR_SOST	TAR_SERV	Taladros	Disparos	Pperforado	Cartuchos	Kg_Expl	F.V. (Kg/m3)	FP. (m/m3)	TMS/Tal	Rend (TMS/HG) (*)	Rend (TMS/HG) (B)	Rend (TMS/HG) (#)
ENERO	1,751	15.69	584	258	129	10	1,085	80	5,169	4,914	390	0.67	2.70	1.61	4.41	4.52	6.79
FEBRERO	643	8.11	214	129	70	2	519	41	2,440	2,460	195	0.91	3.47	1.24	3.20	3.23	4.99
MARZO	798	8.56	266	231	96	5	710	63	3,320	3,187	254	0.95	3.80	1.12	2.41	2.45	3.46
ABRIL	1,010	10.94	337	252	134	0	550	56	2,578	2,563	202	0.60	2.33	1.84	2.62	2.62	4.02
TOTAL	4,202	12.03	1,401	869	428	17	2,864	240	13,507	13,124	1,041	0.74	2.94	1.52	3.20	3.24	4.84
PROMEDIO	1,050	10.82	350	217	107	4	716	60	3,377	3,281	260						

Fuente: Departamento de planeamiento Marsa

En la figura 19: se puede observar los tajos después de la explotación con el método LONG WALL.

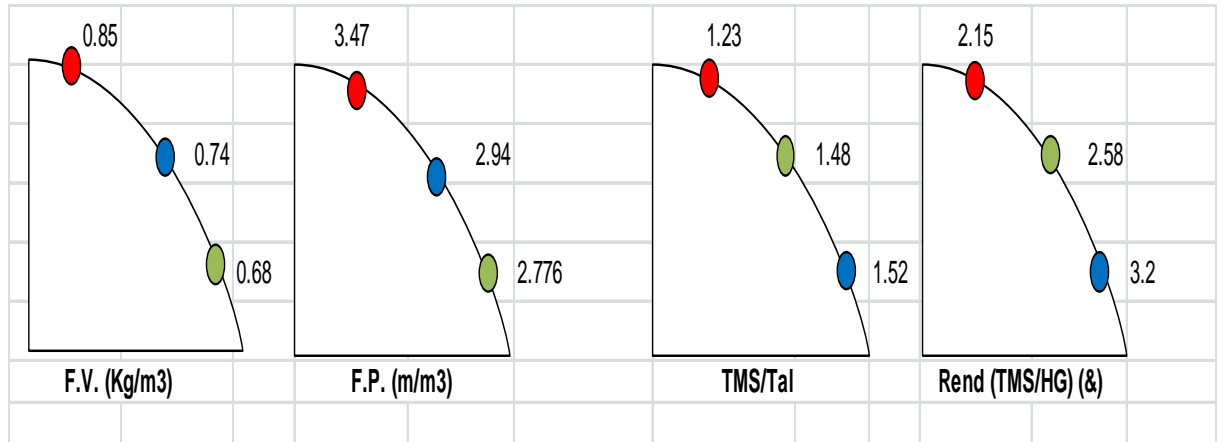
FIGURA N°19: BLOCK DE TAJOS EXPLOTADOS VETA CABANA 2H



Fuente: Departamento de planeamiento Marsa

La comparación de los rendimientos de tajos del 2010 con los rendimientos de tajos long Wall (TL) del 2011 y los rendimientos con un incremento del 20% se observa en la figura 20

FIGURA N°20: COMPARACION DE RENDIMIENTOS 2010, 2011 Y PROPUESTOS PARA EL 2011



Fuente: Elaboración Propia

- Ratios de año 2010
- Ratios con el 20 % incremento
- Ratios de tajos con el método LONG WALL

Se agregan los puntos azules los cuales indican los rendimientos de los tajos con el método LONG WALL (TL) promedio de enero-abril 2011.

En la figura 20 podemos ver que el factor de voladura (FV) de tajos disminuyó respecto al año pasado pero no cumplió el presupuesto del 20% para el 2011 solo incremento su eficiencia en 13% de igual forma el factor de perforación (FP) incremento en 15%, sin cumplir los objetivos del 2011, sin embargo el rendimiento TMS/Tal se incremento en un 24 % superando lo esperado, igualmente el rendimiento TMS/HG se incrementa en un 49%.

Por lo tanto en promedio el incremento de la productividad es de 25% esto significa que se están cumpliendo las metas planteadas de enero-abril utilizando el método de minada LONG WALL la cual está aumentando los rendimientos TMS/HG del año 2011.

En la tabla 10 se observa los rendimientos en tajos en todos los métodos de minado de enero a abril del 2011.

TABLA 10: RENDIMIENTOS CON EL EMTODO LONG WALL ENERO-ABRIL 2011

MES	TMS	LEY	M3	TAR_LPV	TAR_SOST	TAR_SERV	Taladros	Disparos	Pperforado	Cartuchos	Kg_Expl	F.V. (Kg/m3)	F.P. (m/m3)	TMS/Tal	Rend (TMS/HG) (%)	Rend (TMS/HG) (8)	Rend (TMS/HG) (#)
ENERO	7,018	12.69	2,339	2,253	789	23	5,261	446	24,681	23,999	1,913	0.82	3.22	1.33	2.29	2.31	3.11
FEBRERO	6,328	12.46	2,109	2,035	813	13	4,672	408	21,796	21,003	1,671	0.79	3.15	1.35	2.21	2.22	3.11
MARZO	7,001	12.93	2,334	2,338	844	30	6,473	584	30,160	28,438	2,272	0.97	3.94	1.08	2.18	2.20	3.00
ABRIL	9,569	14.33	3,190	2,720	1,164	42	7,577	669	35,199	35,488	2,821	0.88	3.36	1.26	2.44	2.46	3.52
TOTAL	29,915	13.22	9,972	9,345	3,609	108	23,983	2,107	111,836	108,928	8,676	0.87	3.42	1.26	2.29	2.31	3.20
PROMEDIO	7,479	13.10	2,493	2,336	902	27	5,996	527	27,959	27,232	2,169						

Fuente: Departamento de planeamiento Marsa

El rendimiento del año 2010 en TMS/HG con todos los métodos de minado fue de 2.15 en la actualidad con la implementación de tajos en LONG Wall se tiene hasta abril del 2011 con todos los métodos de minado es de 2.29 esto genera 6.5 % de incremento en este rendimiento.

4.5 COMPARACIÓN DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO CON EL MÉTODO LONG WALL.

La preparación de los blocks para ambos métodos es el mismo por la cual se tiene un cuadro de avances mensuales del año 2010 realizadas en la veta cabana 2H en el nivel 3075, estas labores se realizan en veta por la cual tienen una ganancia extra, la ley diluida de este mineral es de 6 gr/tms, la densidad del mineral es de 3.1 tms/m³, la preparación de estas labores se resume en la tabla 12.

TABLA 11 : SECCION DE LABORES Y LEY DILUIDA

Densidad	3.1		
Onza	31	Gr	
Ley diluida lineal	6	gr /tms	
Sección Galería	7x8	5.04	m ²
Sección chimenea	5x5	2.25	m ²
Sección Subnivel	4x6	2.16	m ²

Fuente: Elaboración propia

TABLA 12: PROGRAMA DE PREPARACIÓN DE LA VETA CABANA 2H AÑO 2010

Programa de Preparación de la veta cabana 2H				Año	2010												
LABORES	METROS	PROGRAMA	COSTO/m	SECCION	ONZ/m	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEPT	OCT	NOVI	DIC
XC 10171 S	120	EXPLORACION	1404	7X8		40	40	40									
GAL 10060 S	95	EXPLORACION	1404	7X8	3.02			35	35	25							
CHI 10060 3S	54	EXPLORACION	1404	5X5	1.35				25	29							
CHI 10060 4S	90	PREPARACION	1311	5X5	1.35						25	35	30				
CHI 10060 4AS	60	PREPARACION	1311	5X5	1.35							35					
CHI 10060 5S	70	DESARROLLO	1404	5X5	1.35								25	35			
CHI 10160 6S	60	PREPARACION	1311	5X5	1.35										30	20	
CHI 10160 7S	40	DESARROLLO	1404	5X5	1.35											20	20
S/N 3085 S	70	PREPARACION	1311	4X6	1.30							35	35				
S/N 3090 S	105	DESARROLLO	1404	4X6	1.30					35	35	35					
S/N 3094 S	100	PREPARACION	1311	4X6	1.30						35	35	30				
S/N 3100 S	90	DESARROLLO	1403	4X6	1.30										30	30	30

Fuente: Elaboración propia

En las tablas 11 y 12 se observa que en todo el año se han preparado estos blocks con metros mensuales de avance de enero-diciembre del 2010, como las labores se avanzan en mineral, por la sección de la labor se puede calcular las onzas por metro que se obtienen, también se observa el costo por metro que se realiza en exploración y desarrollo. Ver anexo 1 (Costo de exploración y desarrollo).

4.5.1 Explotación en LONG WALL enero-abril 2011

La explotación durante los meses de enero-abril con el método long Wall fueron los siguientes:

TABLA N° 13: PRODUCCION DE TAJOS ENR-ABRIL 2011

	COSTO/ONZ MARSAS	739.30
	RECUPERACION	92%
	TMS	LEY
ENERO	1750.59	15.69
FEBRERO	643.23	8.11
MARZO	797.95	8.56
ABRIL	1009.90	10.94

Fuente: Elaboración propia

Entonces se tiene la preparación de los blocks en el año 2010 tabla 11 y la explotación en TMS con el método LONG WALL del 2011 con sus respectivas leyes, la recuperación metalurgia y el costo de explotación por onza de marsa (ver anexo 1 Costo de Producción) tabla 13 la cual contribuye para nuestro flujo de caja la cual se observa en la siguiente tabla:

TABLA 14: FLUJO DE CAJA 2010-2011

	PRECIO A	1200											TMS	1750.59	643.23	797.94	1009.89	
	AÑO 2010												ONZ	815.10	154.75	202.71	327.77	
MESES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEPT	OCT	NOVI	DIC	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL		
INVERSION	56,160	56,160	50,740	84,240	124,956	127,800	232,680	159,645	49,140	81,420	96,390	70,170	602,605	114,407	149,867	242,319		
INGRESO			127,008	167,508	192,132	149,364	2,737,476	190,188	56,700	95,256	111,456	79,056	1,222,650	232,125	304,072	491,652		
UTIL NETA			76,268	83,268	67,176	21,564	2,504,796	30,543	7,560	13,836	15,066	8,886	620,046	117,718	154,205	249,333		
IMPU. RENT 30%			22,880	24,980	20,153	6,469	751,439	9,163	2,268	4,151	4,520	2,666	186,014	35,315	46,261	74,800		
UTIL DESP IMPUE			53,388	58,288	47,023	15,095	1,753,357	21,380	5,292	9,685	10,546	6,220	434,032	82,403	107,943	174,533		
CAJA	-56,160	-56,160	73,980	80,770	65,161	20,917	2,429,652	29,627	7,333	13,421	14,614	8,619	601,444	114,186	149,578	241,853		
													VAN	1409021				
													TIR	92%				

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 14 se observa la preparación de los blocks durante todo el año 2010 se tiene una inversión por el pago por avance de enero a diciembre 2011 los costos por avance (ver anexo 1 costo de exploración, desarrollo y preparación), también una inversión por el pago en m³ de mineral por la explotación en el método LONG WALL en el año 2011. Ver anexo 1 costo de explotación.

Los avances lineales en el año 2010 crean un ingreso por el mineral extraído con una ley promedio de 6 gr/ TMS la cual produce una ganancia a la compañía por metro de avance, en el 2011 los ingresos son la cantidad de onzas explotadas con el método LONG WALL por la recuperación de planta y el precio de la onza en el año 2011 promedio de \$ 1500 la onza, con todo esto tenemos la utilidad neta a la cual le aplicamos el 30% de impuestos el resultado es una utilidad neta sin impuesto este flujo de caja tiene un VAN de \$ 1'409,021 y un TIR 92%.

4.5.2 Explotación en corte y relleno

Para la explotación en el método corte y relleno como sabemos los rendimientos en long Wall son de 3.2 y en corte y relleno es de 2.29 con la misma cantidad de personal que se trabajó en long Wall de 328 tareas, entonces se trabajaría en corte y relleno con un tonelaje de 751.70 tms explotadas en corte y relleno, la explotación en 4 meses de long Wall es de 4200 tms si dividimos $4200/751$ es de 5.6 meses entonces en corte y relleno trabajamos 6 meses para lograr el tonelaje de método LONG WALL, el flujo de caja se muestra en la siguiente tabla:

TABLA 15: FLUJO DE CAJA SIMULANDO EL CORTE Y RELLENO

													TMS	751.70	751.70	751.70	751.70	751.70	751.70
													ONZ	241.45	241.45	241.45	241.45	241.45	241.45
MESES	EVE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEPT	OCT	NOV	DIC	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	
INVERSION	5,616	56,160	50,740	84,240	124,956	127,800	232,680	159,645	49,140	81,420	96,390	70,170	178,502	178,502	178,502	178,502	178,502	178,502	
INGRESO			127,008	167,508	192,132	149,364	2,737,476	190,188	56,700	95,256	111,456	79,056	362,170	362,170	362,170	362,170	362,170	362,170	
UTIL NETA			76,268	83,268	67,176	21,564	2,504,796	30,543	7,560	13,836	15,066	8,886	183,668	183,668	183,668	183,668	183,668	183,668	
IMPU. RENT 30%			22,880	24,980	20,153	6,469	751,439	9,163	2,268	4,151	4,520	2,666	55,101	55,101	55,101	55,101	55,101	55,101	
UTIL DESP IMPUE			53,388	58,288	47,023	15,095	1,753,357	21,380	5,292	9,685	10,546	6,220	128,568	128,568	128,568	128,568	128,568	128,568	
FLUJO DE CAJA	-5,616	-56,160	53,388	58,288	47,023	15,095	1,753,357	21,380	5,292	9,685	10,546	6,220	128,568	128,568	128,568	128,568	128,568	128,568	

Fuente: Elaboración propia

TABLA 16

VAN	1,006,685
TIR	127%

Fuente: Elaboración propia

El VAN en corte y relleno simulada tabla 16 fue de \$ 1'006,685 y el VAN para el método LONG WALL tabla 15 es de \$ 1'409,021, con el método de corte y relleno se incrementa 2 meses más por las eficiencias, en el análisis del VAN del método LONG WALL es mayor al VAN de corte y relleno la cual se demuestra que este método LONG WALL será el método rentable para la compañía.

4.6 BENEFICIO DEL INCREMENTO DE EFICIENCIAS CON EL MÉTODO LONG WALL IMPLEMENTADO.

Para ver los resultados de las mejoras implementadas, tenemos los rendimientos de tajos del año 2010 con todos los métodos desarrollados y los rendimientos de tajos 2011 de enero-abril las cuales son las siguientes:

TABLA 18: RENDIMEINTOS DE TAJOS 2010 Y 2011

2010										
MES	TMS	LEY	M3	TAR_LPV	TAR_SOST	TAR_SERV	tareas	Rend (TMS/HG) (*)	Rend (TMS/HG) (&)	Rend (TMS/HG) (#)
TOTAL	86,320	10.94	28,773	30,562	9,305	260		2.15	2.17	2.82
PROMEDIO	7,193	11.09	2,398	2,547	775	22	3,344	2.15	2.16	2.83
2011										
MES	TMS	LEY	M3	TAR_LPV	TAR_SOST	TAR_SERV		Rend (TMS/HG) (*)	Rend (TMS/HG) (&)	Rend (TMS/HG) (#)
TOTAL	29,915	13.22	9,972	9,345	3,609	108		2.29	2.31	3.20
PROMEDIO	7,479	13.10	2,493	2,336	902	27	3,266			

Fuente: Elaboración Propia

Con la tabla 18 vamos a simular que con la cantidad de tareas promedio del año 2010, incrementaremos la eficiencia desde 2.15 a 2.29 para saber la ganancia mensual promedio equivalente incrementaremos la eficiencia hasta llegar a la eficiencia del año 2011 enero-abril, las que se pueden observar en la siguiente tabla:

TABLA 19: INCREMENTO DEL RENDIMIENTO CON SUS RESPECTIVAS GANANCIAS.

RATIO TMS/HG	TMS	TMS EXTRA	ONZAS	VENTAS	INVERSION	GANANCIA (\$)
2.15	7193.00					
2.17	7256.30	63.30	22.57	33858	16687	17170
2.19	7323.18	130.18	46.42	69630	34319	35312
2.21	7390.06	197.06	70.27	105403	51950	53453
2.23	7456.93	263.93	94.12	141175	69581	71594
2.25	7523.81	330.81	117.96	176947	87212	89736
2.27	7590.69	397.69	141.81	212720	104843	107877
2.29	7657.57	464.57	165.66	248492	122474	126018
2.31	7724.45	531.45	189.51	284265	140105	144160

Fuente:Elaboración propia

TABLA 20: LEY Y COSTO

1OZ	31.1	Gr
PRECIO OZ (\$)	1500	
LEY	11.09	Gr/tms
COSTO TMS / OZ	739.30	

Fuente: Elaboración propia

Entonces de la tabla 19 se observa el incremento de la eficiencia de 2.15 a 2.29 de 0.02 por fila, cada uno genera TMS extras, que es la diferencia de cada fila con las TMS del año 2010 (7193.0 TMS), de la tabla 20 se tiene el precio de AU en dólares, la ley y el costo de producción por onza (ver anexo1). La cual tenemos las onzas extras las ventas y la inversión por cada onza.

Con una eficiencia de 2.29 se tiene 464.57 TMS extras con una ley de 11.09 gr/ TMS con un costo de 739.30 TMS/onz a un precio de \$1500 la onza (ver tabla 20) genera una ganancia mensual extra de \$126018.

Entonces por los cuatro meses de enero a abril del 2011 se tiene una ganancia extra de \$ 504,074. Este incremento en la eficiencia es básicamente por el nuevo método LONG WALL la cual genero este incremento en la eficiencia y ganancia para la empresa.

CONCLUSIONES

- El rendimiento del método LONG WALL de enero-abril 2011 fue de 3.2 TMS/HG esto generó un incremento en la eficiencia de tajos respecto del 2010 de 2.15 a 2.29 en todos los métodos de minado.
- El incremento de eficiencia promedio del factor de voladura, factor de perforación, TMS/Tal y TMS/Hombre Guardia fue de 25% de un presupuesto de 20% para el 2011.
- Al realizar una explotación en vetas subhorizontales con un buzamiento promedio de 30° se debe realizar la preparación de chimeneas y subniveles cada 20 m en ambos casos de LONG WALL o corte y relleno.
- La limitante del método LONG WALL es la calidad de roca para aplicar bien este método tiene que tener un RMR mayor a 50 y un sostenimiento con puntales, en una estructura geología sin fallas la cual es recomendable para aplicar este método.

- El VAN para el método LONG WALL es mayor que para el método de corte relleno por el resultado obtenido se demostró que la implementación efectuada tuvo resultados positivos y de ganancias para la empresa.
- La diferencia del método LONG WALL con el método corte y relleno son la dirección de minado en el método LONG WALL se mina en dirección del rumbo de la veta sin crear ventanas y limpiando con winches de 15 HP hasta el frente de la labor.
- La metodología aplicada en Minera Aurífera Retamas S.A. también se puede aplicar a otras minas con similares características de vetas. para mejorar la eficiencias.
- Con el incremento de la eficiencia TMS/HG de 2.15 el año 2010 a 2.29 el año 2011 genera una ganancia mensual de \$126000 mensuales para enero-abril 2011 genera una ganancia de \$ 504700 en lo que va del año 2011.

BIBLIOGRAFIA

HOEK, E. y BROWN, E.T. : "*Excavaciones Subterráneas en Roca*" – Edición 1-1980

COSTOS MINA. "*Reporte de costos de la Zona chilcas bajo*" – Minera Aurífera Retamas S.A. – Año 2011

PLANEAMIENTO MINA. "*Ratios de rendimientos metodo LONG WALL de tajos enero-abril 2011*" - Minera Aurífera Retamas S.A. – Año 2011

GEOLOGIA. "*Geología Regional, Local, Estructural*" – Minera Aurífera Retamas S.A. – Año 2008

ANEXOS

ZONA: CHILCAS BAJO**TC CAMARAS Y PILARES**

MES	TMS	LEY	M3	F.V. (Kg/m3)	F.P. (m/m3)	TMS/Tal	Rend (TMS/HG) (*)	Rend (TMS/HG) (&)	Rend (TMS/HG) (#)
ENERO	33	11.04	11	3.67	14.75	0.30	1.24	1.24	1.34
FEBRERO	748	13.51	249	1.25	4.90	0.88	1.74	1.74	2.38
MARZO	426	9.31	142	1.54	6.12	0.71	1.84	1.84	2.47
ABRIL									
MAYO									
JUNIO									
JULIO									
AGOSTO									
SETIEMBRE									
OCTUBRE									
NOVIEMBRE									
DICIEMBRE									
TOTAL	1,207	11.96	402	1.42	5.60	0.80	1.75	1.75	2.36
PROMEDIO	402	11.28	134						

TE CORTE Y RELLENO

MES	TMS	LEY	M3	F.V. (Kg/m3)	F.P. (m/m3)	TMS/Tal	Rend (TMS/HG) (*)	Rend (TMS/HG) (&)	Rend (TMS/HG) (#)
ENERO	4,707	11.50	1,569	0.75	2.94	1.45	2.30	2.32	3.07
FEBRERO	4,089	14.09	1,363	0.74	2.93	1.46	2.36	2.38	3.31
MARZO	4,630	14.22	1,543	0.99	4.01	1.06	2.18	2.20	3.01
ABRIL	5,377	12.97	1,792	1.00	3.78	1.12	2.31	2.33	3.32
MAYO									
JUNIO									
JULIO									
AGOSTO									
SETIEMBRE									
OCTUBRE									
NOVIEMBRE									
DICIEMBRE									
TOTAL	18,803	13.16	6,268	0.88	3.44	1.26	2.29	2.30	3.17
PROMEDIO	4,701	13.20	1,567						

TR RECUPERACION Y PILARES

MES	TMS	LEY	M3	F.V. (Kg/m3)	F.P. (m/m3)	TMS/Tal	Rend (TMS/HG) (*)	Rend (TMS/HG) (&)	Rend (TMS/HG) (#)
ENERO	527	13.45	176	1.71	6.64	0.64	0.88	0.88	1.20
FEBRERO	847	7.00	282	0.56	2.43	1.72	1.70	1.70	2.37
MARZO	1,148	12.08	383	0.70	2.95	1.45	2.19	2.21	2.91
ABRIL	3,182	17.70	1,061	0.77	2.98	1.43	2.62	2.67	3.74
MAYO									
JUNIO									
JULIO									
AGOSTO									
SETIEMBRE									
OCTUBRE									
NOVIEMBRE									
DICIEMBRE									
TOTAL	5,704	14.59	1,901	0.81	3.23	1.41	2.01	2.03	2.80
PROMEDIO	1,426	12.56	475						

TRE RECUPERACION DE PILARES ESPECIALES

MES	TMS	LEY	M3	F.V. (Kg/m3)	F.P. (m/m3)	TMS/Tal	Rend (TMS/HG) (*)	Rend (TMS/HG) (&)	Rend (TMS/HG) (#)
ENERO									
FEBRERO									
MARZO									
ABRIL									
MAYO									
JUNIO									
JULIO									
AGOSTO									
SETIEMBRE									
OCTUBRE									
NOVIEMBRE									
DICIEMBRE									
TOTAL	0	0.00	0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
PROMEDIO	0	0.00	0						

TZ CIRCADO

MES	TMS	LEY	M3	F.V. (Kg/m3)	F.P. (m/m3)	TMS/Tal	Rend (TMS/HG) (*)	Rend (TMS/HG) (&)	Rend (TMS/HG) (#)
ENERO									
FEBRERO									
MARZO									
ABRIL									
MAYO									
JUNIO									
JULIO									
AGOSTO									
SETIEMBRE									
OCTUBRE									
NOVIEMBRE									
DICIEMBRE									
TOTAL	0	0.00	0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
PROMEDIO	0	0.00	0						

TL LONG WALL

MES	TMS	LEY	M3	F.V. (Kg/m3)	F.P. (m/m3)	TMS/Tal	Rend (TMS/HG) (*)	Rend (TMS/HG) (&)	Rend (TMS/HG) (#)
ENERO	1,751	15.69	584	0.67	2.70	1.61	4.41	4.52	6.79
FEBRERO	643	8.11	214	0.91	3.47	1.24	3.20	3.23	4.99
MARZO	798	8.56	266	0.95	3.80	1.12	2.41	2.45	3.46
ABRIL	1,010	10.94	337	0.60	2.33	1.84	2.62	2.62	4.02
MAYO									
JUNIO									
JULIO									
AGOSTO									
SETIEMBRE									
OCTUBRE									
NOVIEMBRE									
DICIEMBRE									
TOTAL	4,202	12.03	1,401	0.74	2.94	1.52	3.20	3.24	4.84
PROMEDIO	1,050	10.82	350						

TOTAL

MES	TMS	LEY	M3	F.V. (Kg/m3)	F.P. (m/m3)	TMS/Tal	Rend (TMS/HG) (*)	Rend (TMS/HG) (&)	Rend (TMS/HG) (#)
ENERO	7,018	12.69	2,339	0.82	3.22	1.33	2.29	2.31	3.11
FEBRERO	6,328	12.46	2,109	0.79	3.15	1.35	2.21	2.22	3.11
MARZO	7,001	12.93	2,334	0.97	3.94	1.08	2.18	2.20	3.00
ABRIL	9,569	14.33	3,190	0.88	3.36	1.26	2.44	2.46	3.52
MAYO									
JUNIO									
JULIO									
AGOSTO									
SETIEMBRE									
OCTUBRE									
NOVIEMBRE									
DICIEMBRE									
TOTAL	29,915	13.22	9,972	0.87	3.42	1.26	2.29	2.31	3.20
PROMEDIO	7,479	13.10	2,493						

Tareas (*) LPV+Sost+Serv, (&) LPV+Sost, (#) LPV

MES	Rdto TC	Rdto TE	Rdto TR
ENERO	1.24	2.30	0.88
FEBRERO	1.74	2.36	1.70
MARZO	1.84	2.18	2.19
ABRIL		2.31	2.62
MAYO			
JUNIO			
JULIO			
AGOSTO			
SETIEMBRE			
OCTUBRE			
NOVIEMBRE			
DICIEMBRE			
TOTAL	1.75	2.29	2.01

COSTOS PREPARACION Y OPERACION**CHILCAS BAJO**

Descripción	Año 2011						Acumulado
	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	

Avances Lineales

Preparación-Operación (m)	598	592	841				2,031
----------------------------------	------------	------------	------------	--	--	--	--------------

Procesos	Costo Total (US\$)						
Preparación - Operación	171,665	272,892	191,964				636,522
Extracción	22,928	20,152	25,061				68,141
Transporte	43,443	45,830	63,622				152,896
Servicios Auxiliares Mina	45,201	38,056	49,956				133,213
Supervisión	93,577	83,168	114,769				291,513
Equipos Mina	22,010	20,353	31,499				73,863
Gastos Generales Mina	35,923	34,802	47,033				117,759
Energía-Eq. Mina	15,734	14,533	22,649				52,916
Aire-Eq. Mina	13,872	12,592	18,529				44,993
Sub Total	464,353	542,379	565,083	0	0	0	1,571,815
Gastos Adm. Mina	180,361	173,917	237,105				591,384
Exp. Dist-Gastos Adm. Lima	150,005	141,731	207,935				499,671
Sub Total	330,366	315,648	445,041	0	0	0	1,091,055
Costos Total (US\$)	794,719	858,027	1,010,124	0	0	0	2,662,870

Costos Unitario (US\$/metro)	1,328.96	1,449.37	1,201.10				1,311.11
-------------------------------------	-----------------	-----------------	-----------------	--	--	--	-----------------

Cto Unt. (US\$/TMS Explotación)	113.24	135.59	144.28				131.04
--	---------------	---------------	---------------	--	--	--	---------------

COSTOS EXPLORACION Y DESARROLLO**CHILCAS BAJO**

Descripción							Acumulado
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	

Avances Lineales

Exploración-Desarrollo (m)	456	568	419				1,443
-----------------------------------	------------	------------	------------	--	--	--	--------------

Procesos	Costo Total (US\$)						
Exploracion - Desarrollo	195,252	194,976	192,358				582,586
Extracción	17,484	19,335	12,486				49,304
Transporte	33,127	43,972	31,697				108,797
Servicios Auxiliares Mina	34,468	36,513	24,889				95,870
Supervisión	71,356	79,796	57,180				208,332
Equipos Mina	16,784	19,528	15,694				52,005
Gastos Generales Mina	27,393	33,391	23,433				84,217
Energia-Eq. Mina	11,998	13,944	11,284				37,226
Aire-Eq. Mina	10,578	12,082	9,231				31,891
Sub Total	418,439	453,538	378,252	0	0	0	1,250,229
Gastos Adm. Mina	137,533	166,867	118,130				422,529
Exp. Dist-Gastos Adm. Lima	114,385	135,985	103,597				353,967
Sub Total	251,918	302,851	221,727	0	0	0	776,496
Costos Total (US\$)	670,357	756,389	599,978	0	0	0	2,026,725

Costos Unitario (US\$/metro)	1,470.08	1,331.67	1,431.93				1,404.52
-------------------------------------	-----------------	-----------------	-----------------	--	--	--	-----------------

Cto Unt. (US\$/TMS reservas)	31.79	55.09	63.32				45.76
-------------------------------------	--------------	--------------	--------------	--	--	--	--------------

CUBICACION	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	Total
RESERVAS GANADAS (TMS)	21,087	13,731	9,475				44,293
Ratio Cubicación (TMS/m)	46.24	24.17	22.61				30.70

Ley Au (gr.Au/TMS)	11.86	11.49	9.69				11.28
Potencia (m)	0.87	0.83	0.72				0.83

COSTO DE PRODUCCION -SECCIONES MINA 2011**Sección: CHILCAS BAJO**

Descripción	Año 2011						Acumulado
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	
TRATAMIENTO (TMS)	13,167	13,144	13,945				40,257
Ley (Gr.Au/TMS)	9.41	8.92	9.09				9.14
Producción Oro (onzas)	3,580	3,399	3,644				10,622

Producción

Explotación (TMS)	7,018	6,328	7,001				20,347
Avances (TMS)	6,227	6,029	6,639				18,895
Avances Lineales	53%	51%	51%				52%
Exploración-Desarrollo (m)	456	568	419				1,443
Preparación-Operación (m)	598	592	841				2,031
Total Avances	1,054	1,160	1,260				3,474

Procesos	Costo Total (US\$)						
Sondajes Diamantinos	71,480	89,590	62,746				223,816
Exploración - Desarrollo	195,252	194,976	192,358				582,586
Preparación - Operación	171,665	272,892	191,964				636,522
Explotación	173,988	186,690	211,114				571,792
Extracción	62,836	57,437	54,931				175,203
Transporte	119,058	130,627	139,455				389,140
Servicios Auxiliares Mina	123,874	108,469	109,501				341,844
Supervisión	256,449	237,047	251,566				745,062
Equipos Mina	60,319	58,011	69,045				187,375
Gastos Generales Mina	98,449	99,194	103,094				300,737
Energía-Eq. Mina	43,118	41,423	49,646				134,188
Aire-Eq. Mina	38,017	35,891	40,613				114,521
Sub Total	1,414,504	1,512,247	1,476,034	0	0	0	4,402,785
Planta Beneficio	230,159	216,485	223,128				669,772
Gastos Adm. Mina	494,284	495,703	519,719				1,509,706
Exp. Dist-Gastos Adm. Lima	411,093	403,964	455,781				1,270,837
Sub Total	1,135,535	1,116,152	1,198,628	0	0	0	3,450,315
Costos Total (US\$)	2,550,040	2,628,399	2,674,662	0	0	0	7,853,101

Costos Unitario (US\$/onza)	712.37	773.30	734.05				739.30
------------------------------------	---------------	---------------	---------------	--	--	--	---------------

Costos Unitario (US\$/TMS)	193.67	199.97	191.79				195.08
-----------------------------------	---------------	---------------	---------------	--	--	--	---------------

Cut Off (gr.Au/TMS)	4.19	4.30	3.93				4.14
---------------------	------	------	------	--	--	--	-------------

Punto Equilibrio (gr.Au/TMS)	6.10	6.20	5.75				6.01
------------------------------	------	------	------	--	--	--	-------------

Cut Off Marginal (gr.Au/TMS)	3.16	3.28	2.96				3.13
------------------------------	------	------	------	--	--	--	-------------