

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y
METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**“MEJORAS EN EL 2011 EN LA UNIDAD
UCHUCCHACUA DE LA COMPAÑÍA DE MINAS
BUENAVENTURA S.A.A”**

**TESIS
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

EDWARD WILFREDO PEREZ ENRIQUEZ

**Lima – Perú
2012**

DEDICATORIA

A MIS QUERIDOS
PADRES Y ESPOSA

AGRADECIMIENTO

Quisiera agradecer en primer lugar a mi Alma Mater, quien me brindo los conocimientos teóricos y prácticos para aplicarlos en la vida profesional.

A los docentes de la Universidad Nacional de Ingeniería quienes con sus enseñanzas y experiencia de vida profesional han hecho y siguen haciendo posible que seamos cada día mejores ingenieros y personas, para así contribuir al desarrollo de nuestra patria que ve en todos nosotros el futuro del mañana.

A todas aquellas personas que de alguna manera me han servido de ejemplo y guía en mi desarrollo profesional.

INDICE

| | Pag. |
|----------------|-------------|
| Dedicatoria | ii |
| Agradecimiento | iii |
| Índice | iv |
| INTRODUCCIÓN | 1 |

CAPITULO I

PRESENTACION DEL PROBLEMA

| | | |
|-----|--------------------------|---|
| 1.1 | FORMULACION DEL PROBLEMA | 3 |
| 1.2 | OBJETIVOS DEL ESTUDIO | 3 |
| 1.3 | HIPOTESIS | 4 |
| 1.4 | METODOLOGÍA | 4 |

CAPITULO II

GENERALIDADES

| | | |
|-----|--------------------|---|
| 2.1 | UBICACIÓN Y ACCESO | 5 |
| 2.2 | GEOGRAFÍA | 7 |

CAPITULO III

GEOLOGIA

| | | |
|-----|-------------------|---|
| 3.1 | GEOMORFOLOGÍA | 8 |
| 3.2 | GEOLOGÍA REGIONAL | 8 |

| | | |
|-------|---------------------------------------|----|
| 3.2.1 | Sedimentarios | 9 |
| 3.2.2 | Volcánicos | 13 |
| 3.2.3 | Intrusivos. | 13 |
| 3.2.4 | Cuaternario. | 13 |
| 3.3 | GEOLOGÍA ESTRUCTURAL | 17 |
| 3.4 | GEOLOGÍA ECONÓMICA | 21 |
| 3.4.1 | Alteración Hidrotermal | 21 |
| 3.4.2 | Mineralogía | 22 |
| 3.5 | GEOMECANICA | 27 |
| 3.5.1 | Manejo de la información básica | 27 |
| 3.5.2 | Aplicaciones de la información básica | 34 |
| 3.5.3 | Control de calidad del sostenimiento | 36 |
| 3.5.4 | Fotos - CX 290. | 38 |
| 3.5.5 | Cronograma de Pruebas 2011 | 39 |
| 3.5.6 | Resistencia de la Roca | 39 |

CAPITULO IV

MINERIA

| | | |
|-----|---------------------------------|----|
| 4.1 | MINAS | 49 |
| 4.2 | PERFORACIÓN Y VOLADURA | 51 |
| 4.3 | ACARREO Y TRANSPORTE DE MINERAL | 52 |
| 4.4 | IZAJE | 53 |
| 4.5 | RELLENO | 57 |

CAPITULO V

SERVICIOS AUXILIARES

| | | |
|-----|-----------------------|----|
| 5.1 | TRANSPORTE DE MINERAL | 58 |
| 5.2 | RELLENO DEL TAJO | 59 |

| | | |
|-----|--------------------|----|
| 5.3 | AGUA Y AIRE | 60 |
| 5.4 | CONTROL DE CALIDAD | 61 |
| 5.5 | VENTILACION | 62 |

CAPITULO VI

PROYECTOS GENERALES

| | | |
|--------|---|----|
| 6.1. | MINA CARMEN | 64 |
| 6.1.1. | NUEVO SISTEMA DE IZAJE: PIQUE MASTER. | 64 |
| 6.1.2. | PROFUNDIZACIÓN RAMPA 760. | 65 |
| 6.1.3. | SALA DE BOMBAS DEL NV 3970 | 70 |
| 6.2. | MINA SOCORRO | 70 |
| 6.2.1. | PROFUNDIZACIÓN PIQUE LUZ | 70 |
| 6.2.2. | PROFUNDIZACIÓN DE RAMPAS | 72 |
| 6.2.3. | SISTEMA DE EXTRACCIÓN DEL NV 3990 | 73 |
| 6.2.4. | MEJORA DE LA VENTILACIÓN DE MINA SOCORRO | 74 |
| 6.3. | AMPLIACIÓN DE SUMINISTRO DE ENERGÍA A 10kV. | 74 |
| 6.4. | PROYECTO WIFI TRACKING | 77 |
| 6.5. | PROYECTOS DE EDIFICACIONES | 78 |

CAPITULO VII

RESULTADOS OPERATIVOS

| | | |
|-------|--|-----|
| 7.1 | CUADRO DE RESULTADOS OPERATIVOS 2,010. | 74 |
| 7.2 | CUADRO DE COSTOS UNIDAD 2,011. | 75 |
| 7.3 | CONSUMO DE ENERGÍA. | 77 |
| 7.3.1 | Generación de energía. | 77 |
| 7.3.2 | Consumo de energía últimos 12 meses. | 77 |
| 7.3.3 | Consumo de energía por áreas. | 78 |
| 7.3.4 | Consumo de energía (KWH/TCS). | 78 |
| 7.4 | GEOLOGÍA. | 79 |
| 7.4.1 | INCREMENTAR RESERVAS. | 79 |
| 7.4.2 | MINA CARMEN. | 81 |
| 7.4.3 | MINA HUANTAJALLA. | 82 |
| 7.4.4 | MINA SOCORRO. | 83 |
| 7.4.5 | MINA POZO RICO. | 84 |
| 7.5 | CUADRO DETALLADO DE RESERVAS | 85 |
| 7.6 | OBJETIVOS 2012 | 88 |
| 7.7 | CONTROL DE DESMONTE | 88 |
| 7.8 | REGISTRO DEL CONSUMO DE AGUA | 91 |
| 7.9 | EXPLORACIONES. | 92 |
| 7.10 | PREPARACIONES Y OPERACIÓN MINA | 92 |
| 7.11 | COSTOS Y PRESUPUESTOS. 2,011 | 100 |
| 7.12 | PROYECCIÓN ENERO – DICIEMBRE 2,011. | 102 |
| | CONCLUSIONES | 103 |
| | RECOMENDACIONES | 105 |
| | REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS | 106 |
| | ANEXOS | 108 |

INTRODUCCIÓN

Actualmente el sistema eléctrico de distribución en interior mina viene trabajando al tope de su capacidad; trayendo como consecuencia una notable caída de tensión, actualmente no permite asumir cargas adicionales importantes (Bombas, Ventiladores y nuevas sub estaciones) estando este en riesgo de colapso; adicionalmente en la última inundación registrada el 2009, el sistema de bombeo no conto con la capacidad instalada para hacer frente a caudales superiores a los 500 l/s, motivo por el cual se elaboro los proyectos de bombeo para alcanzar una capacidad instalada de 1000 l/s e incrementar el suministro eléctrico, disponiendo 6 MVA en las zonas de Carmen y Socorro respectivamente (Total 12 MVA).

La propuesta considera migrar de 2.3 Kv actual a 10 Kv en la red troncal y 4.16 Kv en la red secundaria y tener una capacidad instalada de bombeo de 1000 l/seg con una autonomía de 1 hora.

Se generaron los AGIs 49597 para el sistema de bombeo y 49602 para el incremento de capacidad de suministro eléctrico en interior mina. Los suministros se encuentran en la etapa de compras, mientras que las instalaciones en mina se encuentra en el siguiente estado:

- Los suministros ya se encuentran al 90% quedando pendiente solo lo que corresponde a la interconexion y la automatizacion del sistema de bombeo.

- Las cabinas para las Sub-Estaciones principales en los niveles 450 y 120 Carmen ya se han culminado y estamos en la etapa de obras civiles para luego pasar al montaje.
- La canalización entre Bocamina Casualidad y Pique Master esta culminado, se encuentra en proceso de reordenamiento de los cables antiguos.
- Las 04 bombas que se instalarán en el nivel 3990 ya se encuentran en mina y en cuanto se culminen las obras civiles se continuará con el montaje electromecánico.
- Se culminó la construcción de las chimeneas raise climber por donde se instalara las tuberías de descarga desde el NV 3970 al 4120.

Los objetivos del proyecto de mejora 2011 son el de mejorar el sistema de bombeo, sistema de izaje, ventilación, profundizar el pique luz e instalación de subestación eléctrica principalmente.

CAPITULO I

PRESENTACION DEL PROBLEMA

1.1 FORMULACION DEL PROBLEMA

Actualmente, las diversas operaciones minero-subterráneas son altamente intensivas en el uso de modernos equipos diesel, de grandes dimensiones y potencia ; debido a tal condición existente, la Ventilación de Minas ha debido obligadamente reorientarse estratégicamente al estudio y control de escenarios mineros subterráneos con altas concentraciones de gases notablemente mayores a aquellos períodos de menor mecanización de las operaciones mineras; las altas concentraciones de gases tóxicos -claramente adversas para la salud de los trabajadores- producidas por la operación de equipos diesel, implican un fuerte aumento de los caudales de aire de ventilación requeridos para diluir y extraer dichos contaminantes; conllevado al necesario desarrollo de galerías de grandes secciones y de equipos ventiladores de grandes dimensiones y potencia eléctrica, lo cual implica el desembolso de fuertes sumas de dinero. Asimismo los problemas de drenaje, izaje y transporte de mineral requieren ser mejorados para alcanzar las metas de producción planeadas.

1.2 OBJETIVOS DEL ESTUDIO

a) Objetivo General

Identificar que implicancia tienen los Proyectos de mejora 2011 en la unidad Uchucchacua de la Cia. Minas Buenaventura S.A.A.

b) Objetivos Específicos

- Mejorar el sistema de bombeo a 1000 lt/seg.
- Mejorar el sistema de izaje del pique Master (Velocidad del skip a 7.8m/seg.)
- Mejorar el sistema de ventilación a 490,000CFM
- Instalación de una subestación eléctrica (10KV)
- Instalación de rieles en el nuevo nivel de extracción principal NV 3990
- Instalación de 2 rompe bancos (Amaru y BTI)
- Implementación a las lámparas mineras con el sistema WI FI
- Construcción de campamentos, vestuarios y lavanderías en superficie.
- Profundización del pique Luz y la rampa 626, 626-1.

1.3 HIPOTESIS

Realizar un plan de mejora en la unidad Uchuchacua con el fin de alcanzar las metas de producción programadas para el 2011.

1.4 METODOLOGÍA

La metodología utilizada para la presente investigación es primeramente la búsqueda de información bibliográfica e informes geológicos y planeamiento mina. Posteriormente se realizo visitas de campo se realizo mediciones y toma de muestras para después en gabinete realizar los cálculos respectivos.

CAPITULO II

GENERALIDADES

2.1 UBICACIÓN Y ACCESO

Ubicación y Acceso

La mina se sitúa en la vertiente occidental de los andes, corresponde al Distrito y Provincia de Oyón del Departamento de Lima siendo sus coordenadas:

10° 36' 34" Latitud Sur.

76° 59' 56" Longitud Oeste.

La mina está entre los 4300 á 5000 m.s.n.m. Se encuentra aproximadamente a 180 km en línea recta al NE de la ciudad de Lima. Hay dos vías de acceso, la principal la constituye en primer término el tramo asfaltado Lima-Huacho, de 152 km y de Huacho-Sayán de 45 km, posteriormente un tramo afirmado de Sayan-Churin de 62 km y Churin-Uchucchacua de 63 km; totalizando 322 km.

Otro acceso es el que une Lima-La Oroya-Cerro de Pasco de 320 km asfaltado y Cerro de Pasco-Uchucchacua de 70 km afirmado, totalizando 390 km. En la fig. 1, se observa el acceso a la mina desde Lima.

Figura 1. Ubicación y acceso al Yacimiento de Uchucchacua.



Fuente: Oficina de Geología – Uchucchacua

2.2 GEOGRAFÍA.

La zona muestra en la parte central del distrito minero de Uchucchacua la divisoria continental de los Andes, angosta y abrupta que llega hasta 5,200 m.s.n.m.

Hacia el oeste de este alineamiento se suceden quebradas en “V” y “U” flanqueadas por altos picos y al Este una porción de La planicie altiplánica interceptada por numerosas quebradas y picos sobre los 4,800 m.s.n.m.

El clima es frío y seco entre los meses de Abril a Diciembre, tomándose lluvioso de Enero a Marzo pero con temperaturas moderadas.

La vegetación propia del área es escasa y constituida mayormente por ichu, variando a otras especies en las quebradas y valles encañonados, allí se realiza una incipiente agricultura. (R6).

CAPITULO III

GEOLOGIA

3.1 GEOMORFOLOGÍA

La mina Uchucchacua se sitúa en un circo glaciar en la vertiente occidental de los Andes, muy cerca a la divisoria continental. La zona es muy abrupta, la misma que llega a coronar alturas de hasta 5,200 msnm. El distrito minero está flanqueado por quebradas en “U” y “V”.

Hacia el este, en la vertiente oriental, se observa una porción de la planicie altiplánica, la que también está disectada por numerosas quebradas. Los valles en “U” fueron el resultado de los efectos de la glaciación pleistocénica. En el fondo de estos valles y en las laderas se depositaron morrenas frontales y laterales que, en varios casos, represaron las aguas de deshielo formando gran cantidad de lagunas en el lugar, siendo una de las más importantes la laguna Patón.

3.2 GEOLOGÍA REGIONAL

Las rocas predominantes en la columna estratigráfica corresponden a las sedimentarias del cretáceo, sobre ellas se tiene a los volcánicos terciarios, e intruyendo a las anteriores se observan dos tipos de

intrusivos. Coronando la secuencia figuran depósitos aluviales y morrenicos.

3.2.1 Sedimentarios

a.1.- Grupo Goyllarisquizga. Aflora entre la laguna Patón y Chacua , al NW y SE de este centro minero y ocupando algo mas del 50% del área observada; en el se ha diferenciado cinco unidades asignadas al cretáceo inferior.

a.1.1.-Formación Oyón. (Ki-o). Conformado por una intercalación de lutitas gris oscuras, areniscas y capas carbonosas antracíticas muy disturbadas. Se reconoce una potencia de 400 mts. aflorando al NW Oyón. Se le asigna al valanginiano.

a.1.2.-Formación Chimú. (Ki-Chim) Constituido por cuarcitas blancas con una porción superior de calizas con capas arcillosas y lechos carbonosos. Tiene una potencia de 400 á 600 mts., se le observa a lo largo del eje del anticlinal de Patón. Se le ubica en el valanginiano.

a.1.3.- Formación Santa. (Ki-sa) Está representado por una serie de 120 mts. de calizas, lutitas azul grisáceas, y ocasionales nódulos de chert. Aflora al Oeste y Norte de la laguna Patón; se le considera del valanginiano.

a.1.4.- Formación Carhuaz. (Ki-ca) Es una alternancia de areniscas finas y lutitas marrón amarillento y una capa superior de arenisca de grano fino y color rojo brillante. Su potencia es de 600 mts. y edad valanginiano superior a barremiano. Aflora en el flanco oeste del anticlinal de Patón.

a.1.5.- Formación Farrat. (Ki-f) Representado por areniscas blancas con estratificaciones cruzadas, 20 á 50 mts. de espesor; aflora al Nor-oeste de la laguna Patón. Pertenece al aptiano.

a.2.- Grupo Machay.

a.2.1.-Formación Pariahuanca. (Ki-Ph) Formado por un paquete de 50 mts. de espesor consistente en calizas grises; afloran al Nor-oeste de la laguna Patón. Se le asigna al aptiano superior.

a.2.2.- Formación Chulec. (Ki-Ch) Consta de 200 mts. de margas, lutitas y calizas en característica estratificación delgada, que en superficie intemperizada tiene una coloración marrón amarillento. Aflora al Nor-oeste de Patón; se le ubica en el albiano inferior.

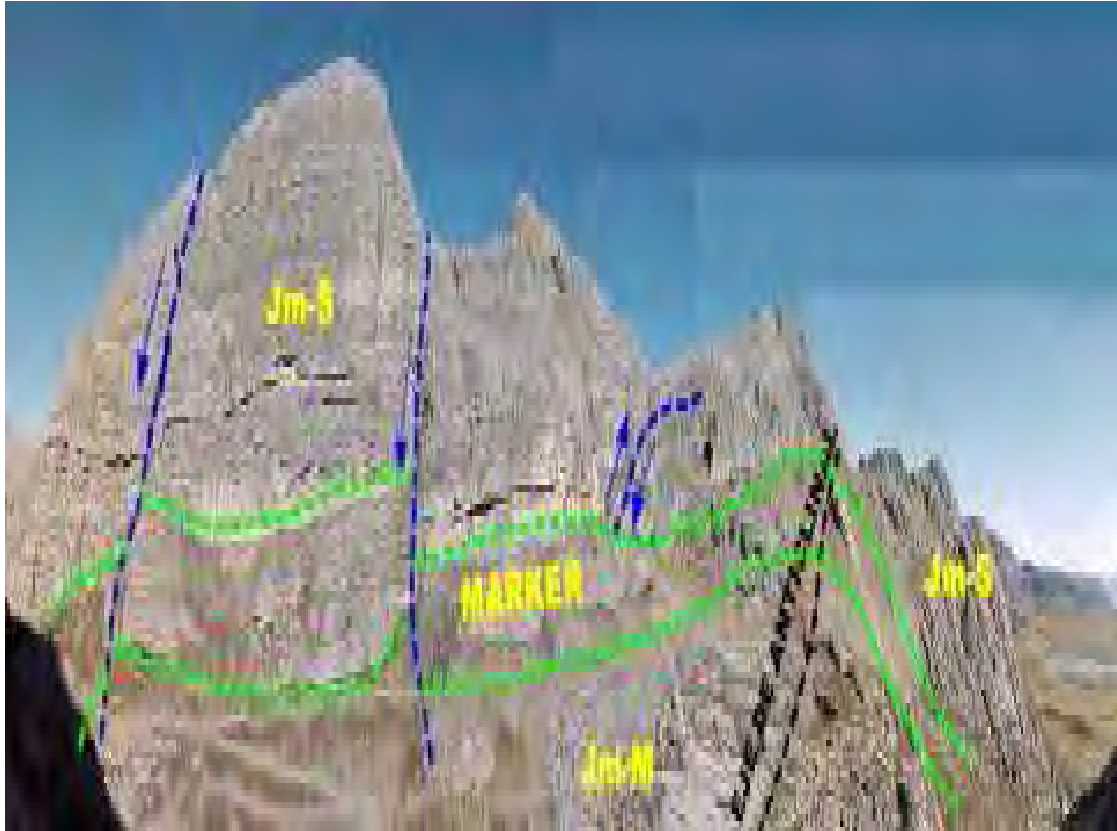
a.2.3.- Formación Pariatambo. (Ki-pt) Constituido por lutitas negras carbonosas y caliza bituminosas plegadas, se sospecha con contenido de vanadio (J.J. Wilson). Tiene una potencia de 50 mts. y hacia el techo existe una alternancia con bancos delgados de silex. Están expuestas al Oeste y Nor-oeste de Patón; su edad es del albiano medio.

a.3.-Formación Jumasha. (Ki-j) Potente secuencia de calizas gris claro en superficie intemperizada y gris oscuro en fractura fresca. Constituye la mayor unidad calcárea del Perú Central; se le subdivide en tres miembros limitados por bancos finos de calizas margosas beige.

a.3.1.- Jumasha Inferior. (J-i) Alternancia de calizas nodulosas con silex y calizas margosas que alcanzan los 570 mts. de potencia. Se le ubica en el albiano superior-turoniano.

a.3.2.- Jumasha Medio. (J-m) Calizas grises alternadas con calizas nodulosas y algunos horizontes margosos. Se le estima 485 mts. de grosor y se le asigna al turoniano.

Figura 2. Formación de las calizas Jumasha



Fuente: Oficina de Geología – Uchucchacua

a.3.3.- Jumasha Superior. (J-m)

Calizas de grano fino con una base de esquistos carbonosos, coronados por calizas margosas beige. Se le estima una potencia de 405 mts. y se le ubica en el turoniano superior. Es el techo del Jumasha.

Los afloramientos del Jumasha son los mas extendidos en el área, y ha sido posible diferenciarlos dada la ubicación de muchos horizontes fosilíferos guías.

a.4.- Formación Celendin. (Ks-c). Es una alternancia de calizas margosas, margas blancas y lutitas calcáreas nodulares marrón, que sobreyacen concordantemente al Jumasha. Se ha diferenciado dos miembros ubicados entre el coniaciano y santoniano.

a.4.1.- Celendin Inferior. (C-i) Conformado por calizas margosas amarillentas en alternancia con lutitas calcareas de un grosor de 100 mts. que en la base se muestran finamente estratificadas.

a.4.2.- Celendin Superior. (C-s). Esta formado por lutitas y margas marrón grisáceo de 120 mts. de potencia. Ambos miembros afloran flanqueando al anticlinal de Cachipampa, al oeste y Este de Uchucchacua.

a.5.- Formación Casapalca. (Kti-ca)

Sobreyace ligeramente discordante sobre el Celendin y está constituido por lutitas, areniscas y conglomerados rojizos, con ocasionales horizontes lenticulares de calizas grises. Su suavidad y fácil erosión ha permitido la formación de superficies llanas tal como se observa en Cachipampa. Se le estima una potencia de 1,000 mts. y su edad probable es post-santoniano.

3.2.2 Volcanicos

b.1.- Volcánicos Calipuy. (Ti-Vca)

Se encuentran discordantemente sobre la Formación Casapalca y es un conjunto de derrames andesíticos y piroclásticos de edad terciaria. Su espesor es estimada en 500 mts. y aflora al Norte de la zona de Uchucchacua.

3.2.3 Intrusivos.

Pórfidos de dacita forman pequeños stocks de hasta 30 metros de diámetro, también se tiene diques y apófisis de dacita distribuidos irregularmente en el flanco occidental del valle, afectando a las calizas Jumasha-Celendin principalmente en las áreas de Carmen, Socorro, Casualidad y Plomopampa; los intrusivos forman aureolas irregulares de metamorfismo de contacto en las calizas. A. Bussell hace mención de diques riolíticos al Norte de Chacua intruyendo a los volcánicos Calipuy.

3.2.4 Cuaternario.

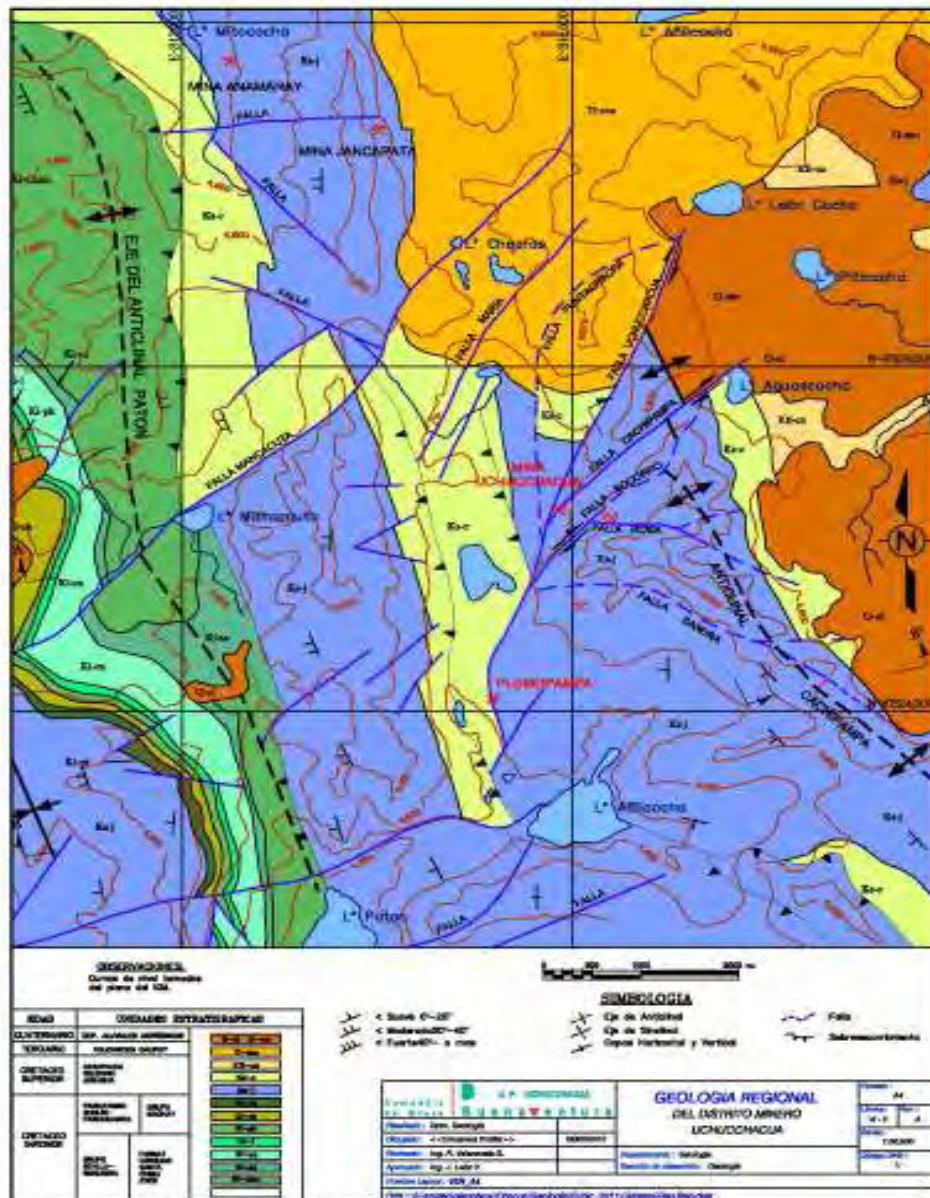
d.1.- Depósitos Morrénicos. (Q-mo)

A cotas mayores de 3,800 m.s.n.m. el área sufrió los efectos de la glaciación pleistocénica, formando valles en “U” en cuyo fondo y laderas se depositaron morrenas que en varios casos represaron el hielo fundido, tal como la laguna Patón. Por otro lado, en Cachipampa las morrenas muy extendidas cubren a las capas rojas; estos depósitos están conformados por un conjunto pobremente clasificado de cantos grandes en matriz de grano grueso a fino generalmente anguloso y estriado.

d.2.- Depósitos Aluviales. (Q-al)

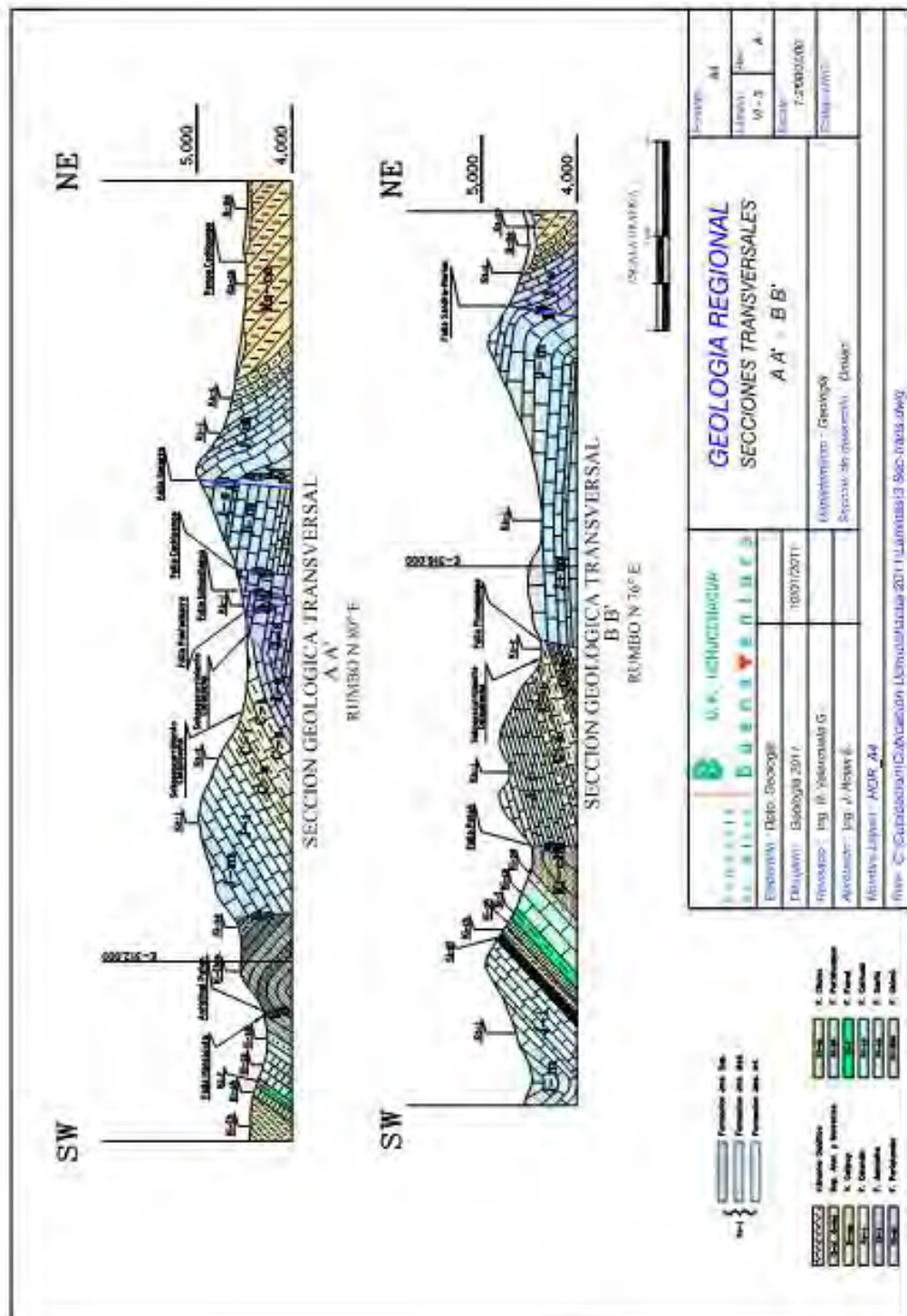
Se encuentran ampliamente extendidos y son de varios tipos como: escombros de ladera, flujos de barro, aluviales de río. La naturaleza de estos elementos es la misma de las unidades de roca circundante.

Figura 3. Geología Regional del Yacimiento



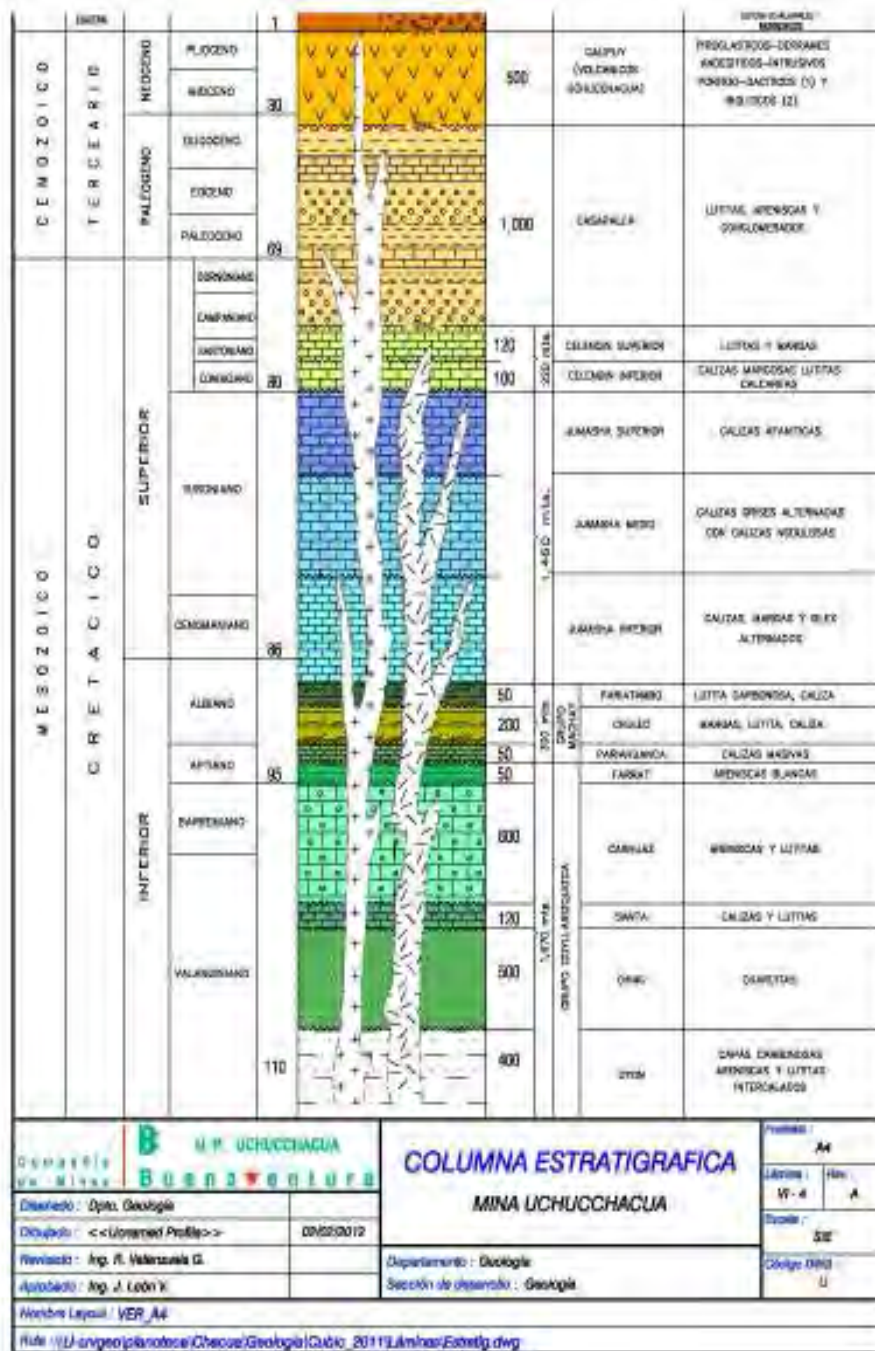
Fuente: Oficina de Geología – Uchucchacua

Figura 4. Corte geología regional secciones transversales



Fuente: Oficina de Geología – Uchucchacua

Figura 5. Columna Estratigráfica



Fuente: Oficina de Geología – Uchucchacua

3.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

El aspecto estructural es de suma importancia en Uchucchacua y así lo refiere el siguiente extracto: “La génesis del yacimiento de Uchucchacua está relacionado a una estructura geológica principal de nuestros Andes, evidenciada por los cuerpos intrusivos de Raura, Uchucchacua, Chungar, Morococha y otros.

Es también evidente que esta actividad magmática ha traído consigo la formación de yacimientos minerales importantes. Al respecto, conviene anotar que la composición de las rocas intrusivas encontradas en Uchucchacua son de acidez intermedia, similar a la de tantos otros intrusivos relacionados con yacimientos minerales en el Perú”. (Ing. A. Benavides- Abril, 1974).

Las principales estructuras son del sistema NE – SW y las tensionales son del sistema EW y NW-SE.

A.- Pliegues.

Las fases comprensivas han plegado los sedimentos cretácicos formando los anticlinales de Cachipampa, Pacush y Patón, en una orientación NW-SE e inclinados hacia su flanco occidental. En menor magnitud se tiene zonas disturbadas locales siempre asociadas a los plegamientos mayores.

B.- Sobreescurremientos.

En el área de Uchucchacua la secuencia cretácica presenta una base “lubricante” constituida por las lutitas Oyón, que permitió la configuración de pliegues invertidos y sobreescurremientos por esfuerzos compresivos. Producto de este fenómeno se tiene el sobreescurreimiento de Colquicocha que pone a “cabalgar” a la formación Jumasha sobre la formación Celendin. Hacia el Nor-oeste el sobreescurreimiento Mancacuta pone a la formación Chimú plegada sobre las margas Celendin.

C.- Fallas y Fracturamientos.

El área ha sido afectada por numerosas fallas en diversas etapas, a nivel regional se observa que las de mayor magnitud son transversales al plegamiento desplazando en ese sentido, aunque también los movimientos verticales son importantes.

C.1.- Falla Mancacuta.

Pasa por el lago del mismo nombre tiene un movimiento principal dextral, es aproximadamente de rumbo N 45° E y de alto ángulo de buzamiento. Corta y desplaza a los anticlinales de Patón y Cachipampa conformados por sus respectivas unidades litológicas.

C.2.- Falla Socorro

Del mismo sistema que la anterior, también dextral, se le estima un desplazamiento horizontal de 550 mts; está muy relacionada por esta última en su extremo Sur-oeste. Esta falla y sus estructuras asociadas son importantes ya que están íntimamente ligadas a los procesos de fracturamiento secundario y actividad hidrotermal de Uchucchacua.

C.3.- Falla Uchucchacua.

Tiene un rumbo casi Norte-Sur y buzamiento de alto ángulo, con movimiento dextral y desplazamiento vertical de casi 500 mts. convergiendo hacia el Norte con la falla Mancacuta.

C.4.- Falla Cachipampa.

Surge entre la intersección de las fallas Uchucchacua y Socorro, con un rumbo promedio de N 45° E y alto ángulo de buzamiento. Tiene un movimiento dextral controlando al sistema de vetas del área de Socorro, y desplazando el eje del Anticlinal de Cachipampa.

C.5.- Falla Patón.

Tiene un rumbo promedio de N 65° E, con un desplazamiento de gran magnitud tanto en vertical como en horizontal, en este último en sentido dextral. Se muestra vertical a la altura de Otuto e inclinado progresivamente hasta los 40-NW en su extremo NE.

C.6.- Falla Rosa.

Tiene un rumbo promedio de S 80° E y alto ángulo de buzamiento, tiene un comportamiento sinextral – normal. En el rumbo EW se presenta como una zona favorable, emplazándose los principales cuerpos conocidos.

C.7.- Veta Sandra.

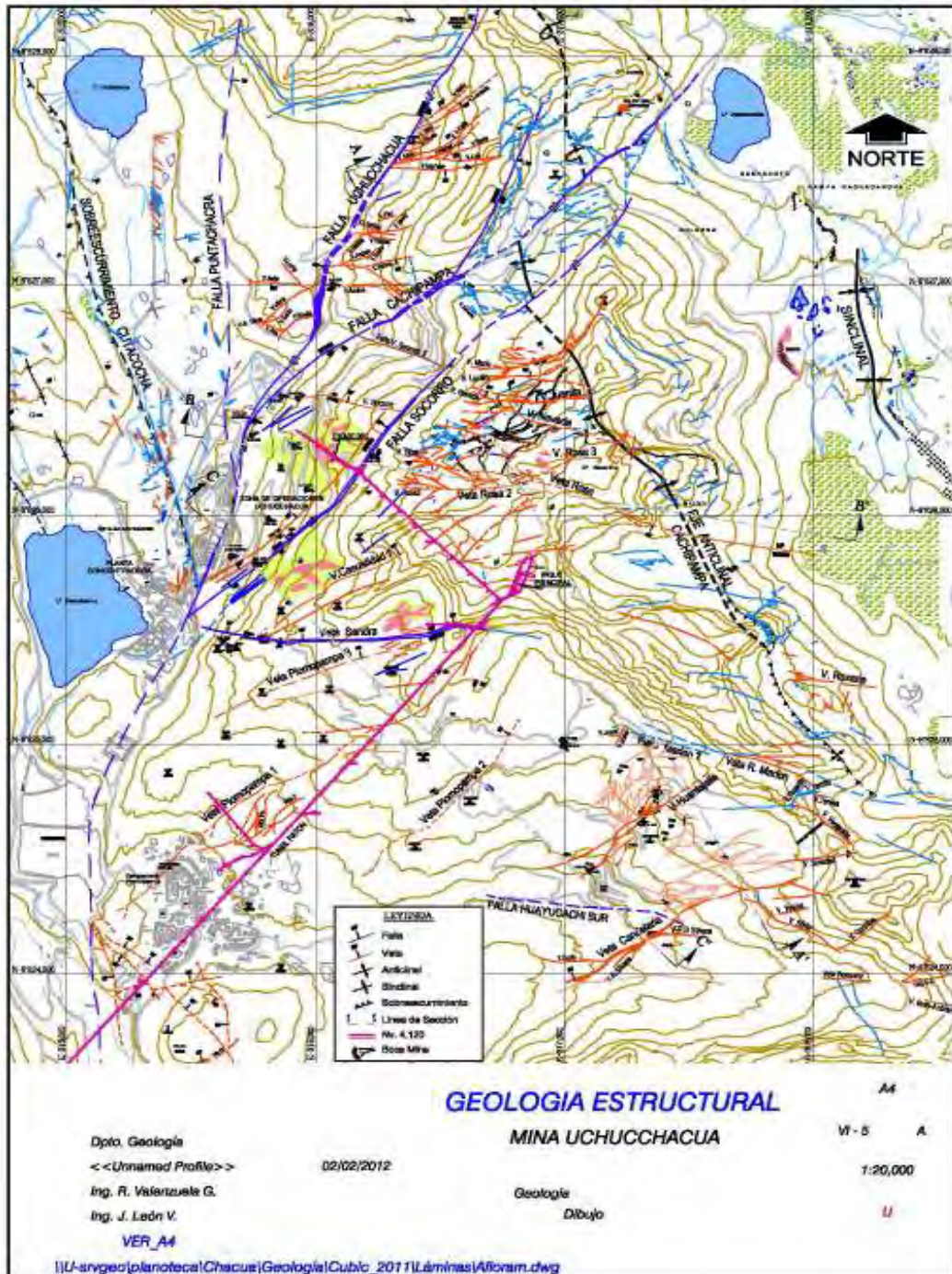
Tiene un rumbo EW y alto grado de buzamiento, de comportamiento sinextral – normal.

C.8.- Fracturamiento de Uchucchacua.

Un fracturamiento secundario en el aspecto estructural regional, pero de suma importancia económica, es el que se muestra alrededor de las fallas Uchucchacua y Socorro a las cuales tiene importante relación genética; muchas son fallas con evidente desplazamiento horizontal y vertical, otras son fisuras tensionales de limitada longitud y producto del movimiento de las anteriores.

Localmente, se ha determinado tres sistemas, el primero de sentido NE-SW predominante en las zonas de Socorro y Casualidad; en Carmen predominan fracturas de rumbo E-W; e indistintamente en las tres zonas existen fracturas NW-SE. Todas ellas en diversa magnitud, han sido afectadas por actividad hidrotermal. La mineralización está asociada a la intersección de Vetas, craquelamiento y venilleo intenso de calcita.

Figura 6. Geología Estructural del Yacimiento



Fuente: Oficina de Geología – Uchucchacua

3.4 GEOLOGÍA ECONÓMICA

Uchucchacua es un depósito hidrotermal epigenético del tipo de relleno de fracturas (vetas), las cuales también fueron canales de circulación y reemplazamiento metasomático de soluciones mineralizantes que finalmente formaron cuerpos de mineral. La presencia de intrusivos ácidos como pequeños stocks y diques, sugieren la posible existencia de concentraciones u ore bodies de mineral del tipo de metasomatismo de contacto especialmente de zinc.

La mineralización económica comercial es básicamente de plata, como subproducto se extrae zinc, se observa además una amplia gama de minerales de ganga muchos de rara naturaleza.

Las estructuras se emplazan en rocas calcáreas del cretácico superior y son de diversa magnitud, asociadas a ellas se encuentran cuerpos de reemplazamiento irregulares y discontinuos. En la zona de Casualidad y Socorro SW hay evidencia de skarn mineralizado. El área mineralizada se encuentra en un perímetro de 4 x 1.5 Km. y para efectos de operación se le ha dividido en cuatro zonas Socorro, Carmen, Huantajalla y Casualidad.

3.4.1 ALTERACION HIDROTERMAL

a.- Marmolización

Alrededor de los intrusivos y en las cajas de las vetas cuando ellas se aproximan a estos, se cree que este último caso es un detalle negativo en la presencia de mineral económico, lo que no está plenamente comprobado.

b.- Granatización

Como producto de la intrusión de los pequeños apófisis, diques, se tiene en las aureolas del skarn; se relaciona además este tipo

de alteración con la mineralización de silicatos de manganeso de los cuerpos de reemplazamiento, tipificándolos como skarn distal.

c.- Silicificación

La mineralización de los cuerpos de reemplazamiento muchas veces forman aureolas delgadas de silicificación en la caliza encajonante, lo mismo que cuando ésta es englobada en “caballos” y fragmentos grandes.

3.4.2 MINERALOGIA

Es compleja, con una rica variedad de minerales tanto de mena como de ganga, entre los que tenemos:

- a) **Minerales de Mena.** Galena, Proustita, Argentita, Pirargirita, Plata Nativa, Esfalerita, Marmatita, Jamesonita, Polibasita, Boulangerita, Chalcopirita, Covelita, Jalpaita, Estromeyerita, Golfieldita.
- b) **Minerales de Ganga.** Pirita, Alabandita, Rodocrosita, Calcita, Pirrotita, Fluorita, Psilomelano, Pirolusita, Johansonita, Bustamita, Arsenopirita, Marcasita, Magnetita, Estibina, Cuarzo, Oropimente, Rejalgar, Benavidesita, Tefroita y Yeso.

Procesos de Mineralización

El proceso de mineralización en Uchucchacua fue sumamente complejo, sin embargo se hace un intento de interpretación en ocho etapas:

1. Plegamiento regional, sobrescurrimiento, falla Uchucchacua.
2. Fracturamiento en sistemas N-S, WNW-E.
3. Desplazamiento de fallas Cachipampa, Socorro, disloque de intrusiones, de vetas Rosa y Sandra, formación de fracturas tensionales al norte de falla Socorro (Luceros), veta Rosa (Rosa 2, 3, Claudia, Victoria, etc.) y Sandra (Violeta, Plomopampa, Jacqueline, etc.), brechamiento en la caja norte de veta Rosa.

4. Mineralización etapa 2, en fracturas tensionales de Socorro (Luceros), de Sandra y en menor proporción en las veta Rosa (Irma Viviana, Rosa Norte, etc.).
5. Mineralización etapa 3 en brecha de veta Rosa (Irma Viviana, Rosa Norte, etc.) y sus tensionales al SE (Rosa 2, Claudias, Victorias, etc).
6. Reapertura de fracturas y deposición tardía de minerales de etapa 4.
7. Oxidación supérgena de minerales por aguas de percolación.

Tipos de Mineralización

En Uchucchacua se presentan tres tipos:

- A. Relleno de Fracturas.** Por efecto de los movimientos de las fallas regionales referidas en el capítulo correspondiente, se originó un complejo fracturamiento en las unidades rocosas del Jumasha, estas fracturas son de magnitud distrital (1-1.5 Km.) y con desplazamiento de relativo poco salto en las componentes vertical y horizontal, estas al ser rellenas por las soluciones hidrotermales toman la configuración en rosario; el relleno mineralógico es mayormente de sulfuros tales como Galena, Blenda, Pirita, Plata Roja, Alabandita, también Calcita, Rodocrosita; en menor cantidad presentan silicato; en sus tramos tensionales quedaron cavidades que permitieron la percolación de aguas meteóricas que en algunos casos disolvieron la caliza, y en gran parte oxidaron el mineral. La mineralización se dispone en bolsonadas de diversa longitud con zonas de ensanchamiento y adelgazamiento en los bordes, en algunos casos son filones de fisura de muy limitada extensión; indudablemente están íntimamente ligadas a la formación de cuerpos de reemplazamiento.

B. Reemplazamiento Metasomático.

Las calizas del Jumasha Medio e inferior como cajas de las fracturas en Chacua, han favorecido el proceso de reemplazamiento por sulfuros y silicatos de metales económicos como plata y zinc, formando cuerpos irregulares muy relacionados a las vetas las cuales funcionaron como canales definidos de mineral reemplazante en sus zonas de inflexión, la forma de estas concentraciones es irregular, con dimensiones entre 30 á 140 mts. de longitud, alrededor de 150 mts. de altura y 4 á 30 mts. de ancho; en el caso particular del Cuerpo Irma Viviana, esta llega a tener una extensión vertical de alrededor 300 mts.

En profundidad el reemplazamiento es mucho mas irregular y tienden a ser controlados por planos de estratificación, sus afloramientos en superficie se caracterizan por presentar un enjambre de venillas de calcita con oxidaciones de manganeso.

C. Metasomatismo de Contacto.

La presencia de intrusivos en el distrito minero determina la existencia de skarn en sus dos tipos, endoskarn y exoskarn mineralizados predominantemente con blenda oscura, Chalcopirita y Galena Argentifera de grano grueso que se disemina con granate del tipo grosularia, presentan también una configuración irregular alrededor de los intrusivos, están constituidos por disseminaciones y vetillas de mineral cualitativamente inferiores a las vetas y reemplazamientos. Por ahora no revisten importancia económica sin descartarse que puedan existir concentraciones de este tipo con calidad y volumen importantes.

D. Sistema de Vetas

Entre las fallas Uchucchacua, Cachipampa y Socorro es posible definir tres sistemas :

- a. **Sistema NW-SE**, predomina mayormente en el área de Socorro, a esta pertenece las vetas Camucha, Lucero, Dora, V-3, Doris, Socorro 1 y se encuentran limitados entre las fallas Uchucchacua y Cachipampa.
- b. **Sistema E-W**, el cual parece estar controlando el fracturamiento NW-SE y EN-SW; estas vetas tienen rumbos entre N 80 E a E-W y buzamientos que tienden a ser verticales, sus zonas de oxidación profundizan considerablemente, pasando a veces los 300 m; las vetas de este sistema son: Rosa, Sandra, Rosa 2, Consuelo, Karla, Silvana, etc.
- c. **Sistema EN-SW**, es al parecer el sistema dominante sobre todo al Sur de la zona de producción, las exploraciones al Sur de veta Rosa toman el rumbo de las vetas de este sistema, las cuales se disponen alrededor de los intrusivos observados en superficie en el área de Casualidad, son de relativa larga longitud ya que se las observa desde el campamento Plomopampa, son sinuosos con ramales secundarios, zonas de angostamiento y ensanchamiento; a este sistema pertenecen las vetas Luz, Casualidad 1, 2, Victoria, Claudias, Plomopampa 1, 2 y sistema Huantajalla.

E. Cuerpos

Se diferencia los cuerpos de metasomatismo de contacto cuyas características principales son su forma irregular, su relación estrecha a los intrusivos del área, la conformación de skarn con granates, marmolización y mineralización diseminada de blenda, chalcopirita y galena; hasta el momento no se ha determinado

concentraciones importantes de este tipo, pero se conoce algunas de segunda importancia económica, entre vetas Luz y Luz 1 del nivel 550 a 450, otro en la cortada 976 en el nivel 550, también en el nivel 450 cerca al pique, igualmente en el 450 de Casualidad.

Cuerpos de reemplazamiento metasomático en mina Carmen están relacionados a inflexiones de vetas, se encuentran vecinos o unidos a ellas, de formas irregulares, mas extendidos en vertical que horizontalmente, con valores de plata superiores a los anteriores; su característica principal es la presencia de los silicatos de manganeso en mayor cantidad que en las vetas, la cantidad de platas rojas es notable y evidentemente de deposición tardía; entre los cuerpos reconocidos se tiene a Irma-Viviana, Rosa Norte, Rosa 2 y Claudia.

Como cuerpos de reemplazamiento metasomático tenemos en la mina Socorro los del sistema Luceros, con caracteres estructurales y mineralógicas diferentes a los de la mina Carmen, donde predominan los carbonatos como matriz (calcita, rodocrosita), fina diseminación de piritita, galena, esfalerita, puntos de plata roja, alabandita y no se observan silicatos de manganeso.

F. Guías de Mineralización

Estructural.

Indudablemente el fallamiento regional originó el fracturamiento y brechamiento de la caliza que permitió la migración y deposición de los minerales así como el reemplazamiento; es necesario considerar algunos rasgos estructurales que permiten ubicar concentraciones de mineral tales como el indicado por Bussell y Baxter, en la relación del sistema Casualidad, Huantajalla con la prolongación de la denominada Plomopampa 3; en todo caso la

conjugación del fracturamiento y fallamiento en todo el distrito es sumamente importante económicamente.

Mineralógico.

La galena de grano grueso y pirita fina se hallan asociados a la mineralización de plata, la alabandita y magnetita contienen plata en solución sólida; los silicatos de manganeso se hallan cada vez más identificados con el reemplazamiento y por consiguiente con los cuerpos de mineral, la presencia de ellos en alguna estructura puede conducirnos a bolsionadas importantes. La Calcita rodea los cuerpos y está a ambos lados de las estructuras tabulares.

Litológico.

Las calizas de la formación Jumasha juegan un rol muy importante como cajas favorables a la mineralización, se ha indicado repetidas veces su subdivisión especulando como horizonte más favorable el intermedio, sin embargo resulta aún difícil definir esta apreciación y más bien se reafirma la idea de esta unidad sin límites de negatividad.

3.5 GEOMECANICA

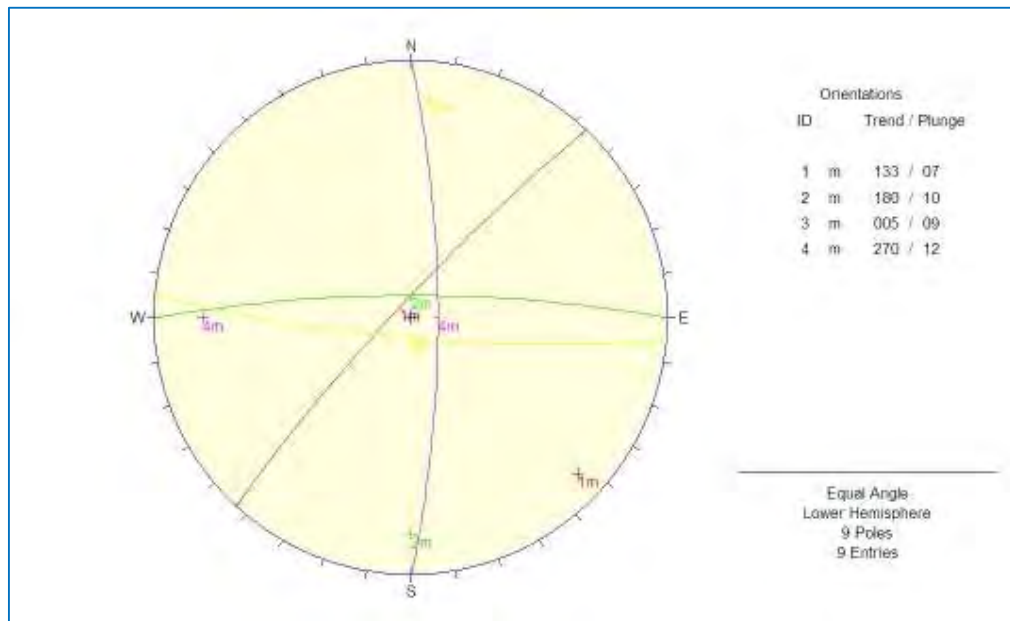
3.5.1 Manejo de la información básica:

3.5.1.1 Mapeo geoestructural:

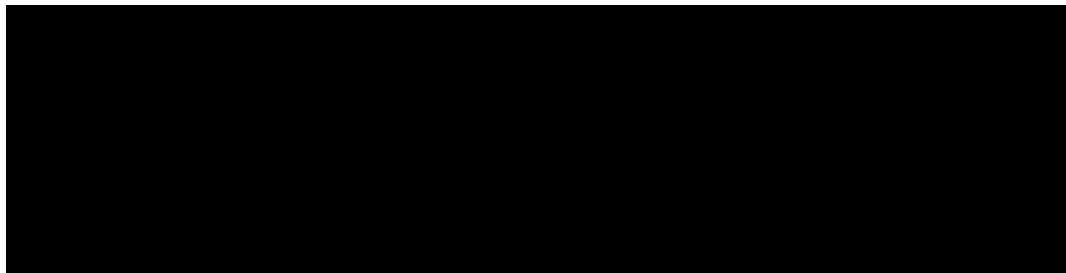
Esta labor es realizada por el área de geología - geomecánica que tratar de mantener actualizada esta información por lo menos para todas las labores permanentes y temporales. Esta información es valiosa, en el sentido de que se dispondrá de elementos de juicio que apoyen a la toma de decisiones sobre las diferentes variables geomecánicas asociadas al minado.

| FALLAS PRINCIPALES YACIMIENTO UCHUCCHACUA | | | | | |
|---|-------|------------|---------------|-----|-----------|
| | RUMBO | BUZAMIENTO | DIP-DIRECCION | DIP | TIPO |
| FALLA PUNTACHACRA | NS | 78E | 90 | 78 | DEXTRAL |
| FALLA UCHUCCHACUA | N30E | 80NW | 300 | 80 | DEXTRAL |
| FALLA CACHIPAMPA | N55E | 85NW | 325 | 85 | DEXTRAL |
| FALLA SOCORRO | N40E | 82NW | 310 | 82 | DEXTRAL |
| FALLA MANCACUTA | N45E | 85NW | 315 | 85 | DEXTRAL |
| FALLA ROSA | S80E | 80SW | 190 | 80 | SINEXTRAL |
| FALLA SOCORRO 1 | N85W | 60NE | 175 | 60 | DEXTRAL |
| FALLA ANDREA | EW | 83S | 180 | 83 | DEXTRAL |
| FALLA SANDRA | EW | 80N | 360 | 80 | DEXTRAL |

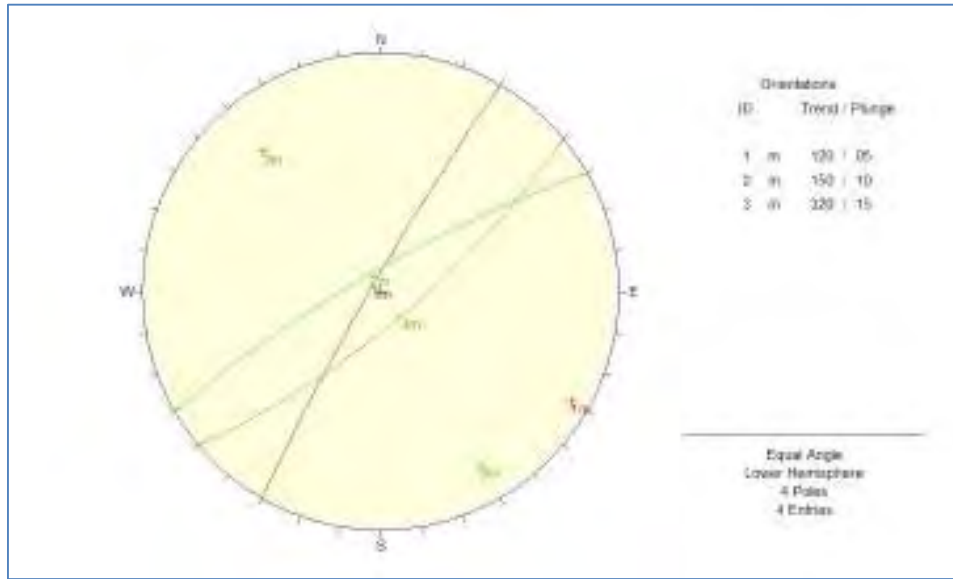
Fuente: Geomecánica - Uchucchacua



Fuente: Geomecánica - Uchucchacua



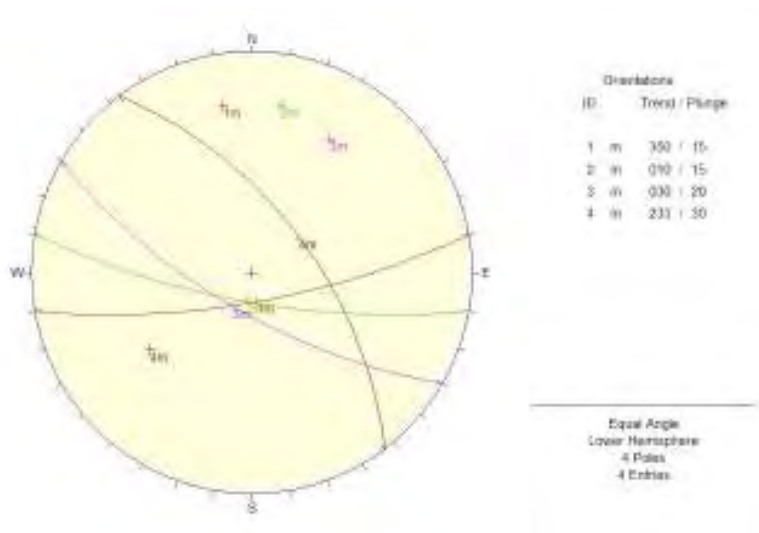
Fuente: Geomecánica - Uchucchacua



Fuente: Geomecánica - Uchucchacua

| FALLAS PRINCIPALES MINA HUANTAJALLA -CASUALIDAD | | | | | |
|---|-------|------------|---------------|-----|------|
| | RUMBO | BUZAMIENTO | DIP-DIRECCION | DIP | TIPO |
| CASUALIDAD | N37W | 85NE | 53 | 85 | |
| VETA RAMAL 3 A | N60W | 60SW | 210 | 60 | |
| VETA MARIANA | N80E | 70SE | 170 | 70 | |
| VETA SARITA | N73W | 75SW | 190 | 75 | |
| VETA SARITA TENSIONAL | S63W | 75NW | 333 | 75 | |

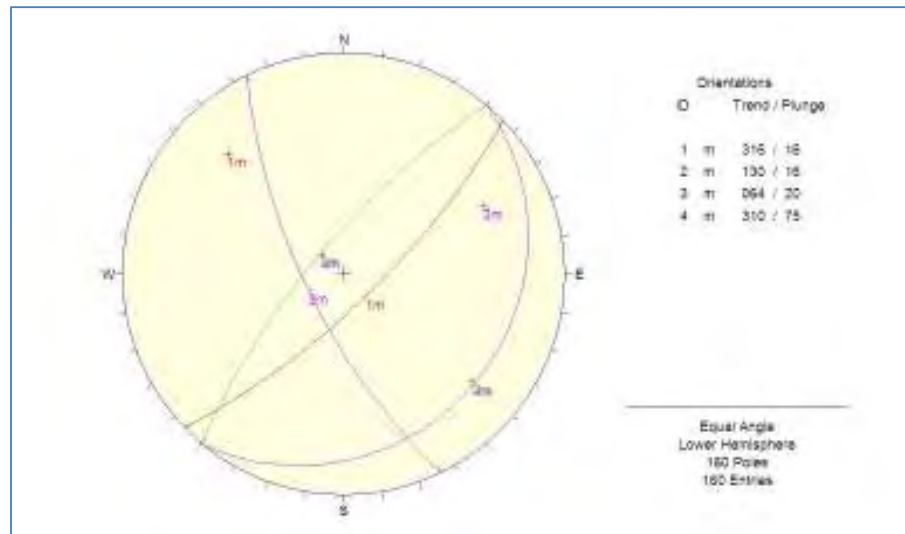
Fuente: Geomecánica - Uchucchacua



Fuente: Geomecánica - Uchucchacua

| FALLAS PRINCIPALES MINA SOCORRO | | | | | |
|---------------------------------|-------|------------|---------------|-----|------|
| | RUMBO | BUZAMIENTO | DIP-DIRECCION | DIP | TIPO |
| GINA -SOCORRO | N74W | 16NE | 316 | 16 | |
| ELIANA NORTE | N40W | 16SE | 130 | 16 | |
| REGINA | N64E | 20NW | 64 | 20 | |
| VETA DEISSY | N80W | 75NE | 310 | 75 | |
| GIOVANA -NORTE | N40E | 85NW | 310 | 85 | |

Fuente: Geomecánica - Uchucchacua



Fuente: Geomecánica - Uchucchacua

3.5.1.2 Mapeo geomecánico:

La fuente principal de datos para la caracterización de la masa rocosa, fueron las labores subterráneas existentes y los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas en algunos casos llevadas a cabo como parte de los trabajos de exploración, desarrollo, preparación y tajos en explotación del yacimiento (minas Socorro, Carmen y Huantajalla-Casualidad). En ambos, labores subterránea y testigos rocosos, se llevó a cabo un registro o mapeo geomecánico sistemático.

El mapeo geomecánico de la masa rocosa de las labores subterráneas, se realizó utilizando el "método directo por celdas de detalle" y el mapeo de los testigos rocosos, utilizando el "método directo por líneas en detalle". Mediante estos métodos se realizaron mediciones

sistemáticas de las discontinuidades presentes en una estación de medición (En), o en un tramo geotécnico, representadas por una extensión variable de la roca expuesta. Los parámetros de observación y medición, fueron obtenidos en formatos de registro diseñados por el área geomecánica para esta evaluación, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM)

Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca con soporte de uso de instrumentación geomecánica como es el martillo Smith, equipo de carga puntual y la frecuencia de fracturamiento.

Durante el mapeo geomecánico de exposiciones rocosas subterráneas, también se registraron las discontinuidades principales (fallas), las mismas que fueron puestas en los planos geológicos estructurales que se presentan en la información disponible y desarrollada, por el departamento de Geología .

3.5.1.3 Caracterización de la masa rocosa:

La caracterización de la masa rocosa de las labores quedará definida por los planos litológicos estructurales que elaboren el Departamento de Geología-geomecánica y la calidad de la masa rocosa determinada en el mapeo geomecánico. Se tiene establecido un código de colores para designar rangos de calidad de masa rocosa, utilizando el criterio de clasificación de Bieniawski (1989), el cual contempla 5 clases de rocas según los valores de RMR (Rock Mass Rating): Clases I, II, III, IV y V, respectivamente correspondientes a rocas de calidad Muy Buena, Buena, Regular, Mala y Muy Mala.

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocoso – 1989), Barton y Colaboradores (Sistema Q – 1974) y Marinos & Hoek (GSI – Geological Strength Index – 2002).

Los parámetros de la clasificación geomecánica fueron obtenidos durante el mapeo geotécnico de la masa rocosa de las labores permanentes (galerías, cruceros, rampas, tajos, etc.) y temporales (tajos, accesos) de las 4 minas (Socorro, Carmen y Huantajalla-Casualidad).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron tomados de los formatos de registro de los logueos de los testigos de las perforaciones diamantinas, efectuados por el personal de geología, y mediante el registro lineal de discontinuidades en la masa rocosa de las labores subterráneas, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

El criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el siguiente cuadro.

Criterio para la clasificación de la masa rocosa

| Tipo de roca | Rango RMR | Rango Q | Calidad según RMR |
|---------------------|------------------|----------------|--------------------------|
| II | > 60 | > 5.92 | Buena |
| III A | 51 – 60 | 2.18 – 5.92 | Regular A |
| III B | 41 – 50 | 0.72 – 1.95 | Regular B |
| IV A | 31 – 40 | 0.24 – 0.64 | Mala A |
| IV B | 21 – 30 | 0.08 – 0.21 | Mala B |
| V | < 20 | <0.07 | Muy Mala |

Figura 7. Tablas (cartilla) geomecánica (V-4) 2010; cara A

| ESTANDARES | | | | | |
|--|--------------|-----------------|---|--------------------------|----------------------|
| M) ESTANDARES EN TAJEOS Y WOOD PACK | | | | | |
| COLOR | TIPO DE Roca | VALORES Y NOTAS | NÚMERO DE ALAMBRES | ESPESOR DE FOLIOS/CLAVES | ESPESOR DE WOOD PACK |
| | 3-A | REGULAR A | 5 | 11 a 16 | 8 a 10 |
| | 3-B | REGULAR B | 5 | 8 a 10 | 6 a 7 |
| | 4-A | MALA A | 4 | 5 a 7 | 4 a 5 |
| | 4-B | MALA B | 4 | 3 a 4 | 3 |
| S) SOSTENIMIENTO EN OVALS, BRICAJONES, OVALS Y TUNAJE | | | Q) SOSTENIMIENTO EN FRENTEROS | | |
| <p>SOSTENIMIENTO CON MALLAS SPLIT SET Y/O PERFORO (PHOTOSTE DE 2 FILAS O MÁS, SI LO REQUIERE)</p> | | | <p>SOSTENIMIENTO CON MALLAS Y TRASLAPES CON MALLAS SPLIT SET (SI LO REQUIERE)</p> | | |
| D) PERFORACIÓN Y VOLADURA EN REALCE | | | E) PERFORACIÓN Y VOLADURA EN FRENTE | | |
| <p>PERFORACIÓN Y VOLADURA CONTROLADA</p> | | | <p>TACO DE ARCILLA G-40</p> | | |
| F) OTROS | | | | | |
| <ul style="list-style-type: none"> - EN VOLADURAS MÁSIVAS SE DEBE DE ESPERAR MÍNIMO 8 HORAS PARA INGRESAR - EL DESATADO Y SOSTENIMIENTO DE DEBE REALIZAR EN TRAMOS NO MAYORES A 5 m. - EL USUARIO CON JUMBO - DESATADO CON JUMBO - SOSTENIMIENTO CON JUMBO - USO DE SUPER SPLIT SET - METRO AVANZADO METRO SOSTENIDO | | | | | |

CARTILLA GEOMECAICA (V-4) 2010

| CLASIFICACIÓN DE Roca | FRECUENCIA DE DESATADO |
|-----------------------|------------------------|
| REGULAR 3A | 2 VECES/TURNO |
| REGULAR 3B | 3 VECES/TURNO |
| MALA 4A | 4 VECES/TURNO |
| MALA 4B | 4 VECES/TURNO |

ESTABLE LA POSICIÓN CORRECTA DE DESATADO Y/O TAJEO DE LAS ROKAS

EL DESATADO SIEMPRE LO REALIZAN DOS PERSONAS, UNO DESATANDO Y EL OTRO OBSERVA PARA AJUSTAR CUALQUIER PELIGRO

| | |
|------------------------|------|
| EMERGENCIAS | 4377 |
| SEGURIDAD | 4231 |
| GEOMECAICA | 4280 |
| CONTROL DE OPERACIONES | 4201 |

Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

Figura 8. Tablas (cartilla) geomecánica (V-4) 2010; cara B

| TIPOS DE ROCAS Y SOSTENIMIENTO A APLICARSE | | | | | |
|--|---------------------------------------|--|---|---|--|
| CLASIFICACIÓN | VALORES Y NOTAS | ALGUNAS CARACTERÍSTICAS DE LA Roca | IDENTIFICACIÓN DE CALIDAD Y TIPO DE Roca | TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA PERFORACIÓN Y ANCLAJE RECOMENDADO (MANTENIMIENTO DE LAS ROKAS) | TIPO DE SOSTENIMIENTO Y/O MEDIDAS CORRECTIVAS RECOMENDADAS (MANTENIMIENTO DE LAS ROKAS) |
| REGULAR 3A | 3-A | <ul style="list-style-type: none"> Muy dura Algunas fracturas Frías | <ul style="list-style-type: none"> DUREZA (DURA-SEMI DURA-MALVA) ESTRUCTURAL (ESTRUCTURAS)-FALTA DE HERRIZOS, INHOMOGENEIDAD AGUA (SECO-HUMEDO-MOJADO-GOTEO-FLUJO) | <ul style="list-style-type: none"> Colocar pernos (perforación a con malla) y/o split set de manera alternativa cada 1.5 a 2 m. y/o sea en la pared y techo. En Zona de riesgo alto, se debe instalar cables y mallas y aplicar una capa de voladura de 7 cm fino. Una muestra de agua por cada 3 split set perforados en el frente. | <ul style="list-style-type: none"> Colocar split set de manera alternativa cada 1.5 a 2 m. ya sea en paredes y techos, así como aplicar voladuras en caso de que se requiera. Zona de riesgo alto, se debe instalar cables y mallas y aplicar una capa de voladura de 7 cm fino y una capa de voladura de 2 cm fino. |
| REGULAR 3B | 3-B | <ul style="list-style-type: none"> Dura y resistente Algunas fracturas de tipo Frías | <ul style="list-style-type: none"> DUREZA (DURA-SEMI DURA-MALVA) ESTRUCTURAL (ESTRUCTURAS)-FALTA DE HERRIZOS, INHOMOGENEIDAD AGUA (SECO-HUMEDO-MOJADO-GOTEO-FLUJO) | <ul style="list-style-type: none"> Colocar pernos (perforación a con malla) y/o split set de manera alternativa cada 1 a 1.5 m. y/o sea en la pared y techo, y/o sea en la pared y techo, y/o sea en la pared y techo. En Zona de riesgo alto, se debe instalar cables y mallas y aplicar una capa de voladura de 7 cm fino. Una muestra de agua por cada 3 split set perforados en el frente. | <ul style="list-style-type: none"> Colocar split set de manera alternativa cada 1.0 a 1.5 m. En paredes y techos, así como aplicar voladuras en caso de que se requiera. En zona de riesgo alto, se debe instalar cables y mallas y aplicar una capa de voladura de 7 cm fino y una capa de voladura de 2 cm fino. |
| MALA 4A | 4-A | <ul style="list-style-type: none"> Mala dura Muy fracturada por tipo granito Con poca resistencia estructural | <ul style="list-style-type: none"> DUREZA (DURA-SEMI DURA-MALVA) ESTRUCTURAL (ESTRUCTURAS)-FALTA DE HERRIZOS, INHOMOGENEIDAD AGUA (SECO-HUMEDO-MOJADO-GOTEO-FLUJO) | <ul style="list-style-type: none"> Colocar pernos (perforación a con malla) y/o split set con malla y una capa de voladura de 7 cm fino y una capa de voladura de 2 cm fino. | <ul style="list-style-type: none"> Colocar split set de manera alternativa cada 1 m. En paredes y techos, así como aplicar voladuras en caso de que se requiera. Una muestra de agua por cada 3 split set perforados en el frente. |
| MALA 4B | 4-B | <ul style="list-style-type: none"> Muy dura y resistente Muy fracturada en muchos direcciones Con pocas fracturas de tipo granito | <ul style="list-style-type: none"> DUREZA (DURA-SEMI DURA-MALVA) ESTRUCTURAL (ESTRUCTURAS)-FALTA DE HERRIZOS, INHOMOGENEIDAD AGUA (SECO-HUMEDO-MOJADO-GOTEO-FLUJO) | <ul style="list-style-type: none"> Mucha resistencia y/o split set espaciado cada 1 m. Con malla de refuerzo y una capa de 2 cm fino y una capa de voladura de 2 cm fino. Una muestra de agua por cada 3 split set perforados en el frente. | <ul style="list-style-type: none"> Colocar split set de manera alternativa cada 1 m. Con malla de refuerzo y una capa de 2 cm fino y una capa de voladura de 2 cm fino. Una muestra de agua por cada 3 split set perforados en el frente. |
| MALA 4B | 4-B | <ul style="list-style-type: none"> Muy dura y resistente Muy fracturada en muchos direcciones Con pocas fracturas de tipo granito | <ul style="list-style-type: none"> DUREZA (DURA-SEMI DURA-MALVA) ESTRUCTURAL (ESTRUCTURAS)-FALTA DE HERRIZOS, INHOMOGENEIDAD AGUA (SECO-HUMEDO-MOJADO-GOTEO-FLUJO) | <ul style="list-style-type: none"> Colocar split set y/o pernos (perforación a con malla) en paredes y techos, así como aplicar voladuras en caso de que se requiera. Una muestra de agua por cada 3 split set perforados en el frente. | <ul style="list-style-type: none"> Colocar split set de manera alternativa cada 1 m. Con malla de refuerzo y una capa de 2 cm fino y una capa de voladura de 2 cm fino. Una muestra de agua por cada 3 split set perforados en el frente. |
| MALA 4B | 4-B | <ul style="list-style-type: none"> Muy dura y resistente Muy fracturada en muchos direcciones Con pocas fracturas de tipo granito | <ul style="list-style-type: none"> DUREZA (DURA-SEMI DURA-MALVA) ESTRUCTURAL (ESTRUCTURAS)-FALTA DE HERRIZOS, INHOMOGENEIDAD AGUA (SECO-HUMEDO-MOJADO-GOTEO-FLUJO) | <ul style="list-style-type: none"> Colocar split set y/o pernos (perforación a con malla) en paredes y techos, así como aplicar voladuras en caso de que se requiera. Una muestra de agua por cada 3 split set perforados en el frente. | <ul style="list-style-type: none"> Colocar split set de manera alternativa cada 1 m. Con malla de refuerzo y una capa de 2 cm fino y una capa de voladura de 2 cm fino. Una muestra de agua por cada 3 split set perforados en el frente. |
| IDENTIFIQUE LOS PELIGROS, EVALÚE LOS RIESGOS Y TOMA LAS MEDIDAS CORRECTAS SOLO ASI REALICE EL TRABAJO. Ejemplo: | | | | | |
| ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO | PELIGRO | RIESGOS | MEDIDAS CORRECTIVAS | | |
| Split set | Resistencia 100% a 5 Ton. con PNE | Atropellamiento | Las personas Perforadoras | * Identificación de zonas de riesgo. | |
| Perno (Perforación) | Resistencia 1.5 Ton. a 8 Ton. con PNE | Entre o debajo de (Roca Suelta y/o Fractura) | Delto o Explot. | * Control de desatado de rocas. | |
| Malla | Resistencia 1.5 Ton. a 8 Ton. con PNE | | | * Sostener el adecuado y oportuno. | |

Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

3.5.1.4 Zonificación geomecánica de una labor:

En base a la información del mapeo geomecánico y también teniendo en cuenta la información litológica estructural, se zonifica una determinada labor, según calidades de rocas. Se contornearán los límites de calidades diferentes de rocas, de tal manera que, con el código de colores, se tengan delimitadas las zonas geomecánicas. Los planos correspondientes son los que se deben colocar en el ingreso de las labores y a las que hemos hecho referencia en el párrafo precedente.

Esta labor ya está en marcha, pero con el transcurso del tiempo y la experiencia que está ganando los geomecánicos, esta es una actividad de rutina y cada vez más confiable.

En el ingreso a las labores deberá colocarse en código de colores la calidad de la roca, indicando el zoneamiento de calidades en los respectivos planos. Conforme avance el minado esta información deberá ser actualizada.

3.5.2 Aplicaciones de la información básica:

Todas estas aplicaciones pueden ser realizadas en una determinada mina, dependiendo de las características del minado. En la Mina Chacua, por el momento, las aplicaciones inmediatas que tiene relevancia son:

- Definir las orientaciones favorables de las excavaciones y de los pilares rocosos para mejorar las condiciones de estabilidad de los mismos.
- Definir las aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento de las excavaciones, que llevarán a establecer estándares de dimensiones de tajeos por calidades de roca.
- Establecer las secuencias de avance de la explotación más convenientes desde el punto de vista de la estabilidad de las excavaciones, tanto a nivel local como a nivel global.

- Determinar los requerimientos de sostenimiento de las labores mineras (tajeos y labores de avance), que llevarán a establecer estándares de sostenimiento en calidad y cantidad por calidades de roca.
- Evaluar situaciones particulares de minado, mediante simulaciones o modelamientos numéricos, como: pilares, puentes, losas, etc.
- Seleccionar y diseñar métodos de explotación en zonas nuevas del yacimiento.
- Implementar mediciones instrumentales para monitoreos diversos del comportamiento de la roca involucrada con las labores mineras.
- Apoyar a la voladura primaria.
- En general, solucionar problemas geomecánicos.

Sobre la definición de las orientaciones favorables de las excavaciones y de los pilares rocosos para mejorar las condiciones de estabilidad de los mismos, las técnicas utilizadas están basadas en la utilización del criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989), el cual es del dominio del personal de Chacua.

En cuanto a los abiertos máximos, los métodos de cálculo por el momento están basadas en los criterios de clasificación geomecánica de la masa rocosa de Bieniawski (1989) y Barton (1974). Los mismos que ya son del dominio del personal de Chacua. Para una primera estimación estos métodos son suficientes. A medida que avance el programa de mecánica de rocas, el personal de Chacua será entrenado por el suscrito en la utilización de otras herramientas más elaboradas.

En relación a los tiempos de autosostenimiento, las técnicas existentes son conservadoras, el mejor método es elaborar mediante correlación estadística gráficos propios para Chacua, en base a registros de calidades de roca, dimensiones de tajeos y tiempos de autosostenimiento.

En cuanto a la determinación de los requerimientos de sostenimiento de las labores mineras (tajeos y labores de avance), en esta oportunidad se ha avanzado en la elaboración de estándares de sostenimiento en calidad y cantidad por calidades de roca.

Tomando como referencia el criterio de cálculo de acuerdo al manual geomecánico elaborado por el área geomecánica.

Sobre la evaluación de situaciones particulares de minado, mediante simulaciones o modelamientos numéricos, como: pilares, puentes, etc., se viene utilizando el software "PHASES" de la Universidad de Toronto. Este software es apropiado para ser utilizado como herramienta de cálculo para estos propósitos.

3.5.3 Control de calidad del sostenimiento

El control de calidad es una actividad importante en la minería moderna. En el campo geomecánico, será importante implementar el control de calidad del sostenimiento. Desde que actualmente los pernos de roca se están convirtiendo en los elementos de mayor utilización, es necesario controlar su calidad el cual con un cronograma de control por mina se viene ejecutando como parte de una de las actividades del área geomecánica de la unidad.

3.5.3.1 Estándar de prueba de control de calidad de sostenimiento

Con el informe doy a conocer los resultados de la prueba de arranque de los Split set de 5 pies de longitud; de manera que se tendrá conocimiento de la capacidad portante de este elemento de sostenimiento mencionado.

| Long. Split set Pies | Tipo de Roca | Diámetro en mm. | Resistencia Tn | Resistencia Tn/Pie | Observaciones |
|------------------------|--------------|-----------------|----------------|--------------------|--------------------------|
| 5 | Regular 3A | 38 | 6.10 | 1.22 | No se deforma la argolla |
| 5 | Regular 3A | 38 | 6.60 | 1.32 | No se deforma la argolla |
| 5 | Regular 3A | 38 | 7.10 | 1.42 | No se deforma la argolla |
| Promedio Tn/Pie | | | | 1.32 | |

Las pruebas se realizaron en el nivel 4450 cruceo 290 (Labor permanente), tajo 250 (Labor temporal) Mina Carmen, con el apoyo y participación de las siguientes personas:

- Ruben Huincho (Maestro perforista).
- Cesar Yaranga (Ayudante perforista).
- Hinostroza Galván (Inspector de seguridad Ctta Cristóbal)
- Aurelio Condori Pariona (Supervisor zona alta)
- Adolfo acidad).
- Llave stilson.

3.5.3.2 Conclusiones:

- Los resultados de la resistencia al arranque del Split set están en el cuadro de arriba.
- Al realizar la prueba con el equipo las argollas no se deforman.
- Se tomaron 3 datos en total siendo la superficie de la roca con cavidades y la orientación de los Split set no son de 90° exactamente a los hastiales; así como los pernos que se anclan están un poco doblados. Por lo tanto los datos que se obtienen no son tan exactos tienen cierto error.
- Lo ideal sería tener una superficie bien plana y la orientación de los Split set sean lo más perpendiculares al hastial para que se ancle muy bien la maquina a la roca.
- En general está en lo óptimo de su trabajo de estos split set de 5' en un promedio de 1.32 Tn/Pie.

3.5.4 FOTOS - Cx 290:**Resistencia del Split set de 5 pies (Hastial derecho)**

Inicio donde se parte con lectura de 0.

Final donde se aprecia una lectura de 6.10 Tn.

Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

3.5.5 CRONOGRAMA DE PRUEBAS 2011

| CRONOGRAMA DE CONTROL DE CALIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO | | | | | | |
|--|-----------|-------|----------|------------|--------------|----------------|
| MINA | FECHA | NIVEL | LABOR | | TIPO DE ROCA | TIPO DE RIESGO |
| | | | TEMPORAL | PERMANENTE | | |
| CARMEN | MAYO | 4180 | Tajo | Crucero | MALA 4 A | ALTO |
| CARMEN | JULIO | 4120 | Tajo | Galería | MALA 4 A | ALTO |
| CARMEN | SETIEMBRE | 4450 | Tajo | Crucero | MALA 4 A | ALTO |
| CARMEN | DICIEMBRE | 4500 | Tajo | Galería | MALA 4 A | ALTO |

| CRONOGRAMA DE CONTROL DE CALIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO | | | | | | |
|--|-----------|-------|----------|------------|--------------|----------------|
| MINA | FECHA | NIVEL | LABOR | | TIPO DE ROCA | TIPO DE RIESGO |
| | | | TEMPORAL | PERMANENTE | | |
| HUANTAJALLA | MAYO | 4500 | Tajo | Crucero | MALA 4 A | ALTO |
| HUANTAJALLA | JULIO | 4500 | Tajo | Galería | MALA 4 A | ALTO |
| HUANTAJALLA | SETIEMBRE | 4450 | Tajo | Crucero | MALA 4 A | ALTO |
| HUANTAJALLA | DICIEMBRE | 4500 | Tajo | Galería | MALA 4 A | ALTO |

| CRONOGRAMA DE CONTROL DE CALIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO | | | | | | |
|--|-----------|-------|----------|------------|--------------|----------------|
| MINA | FECHA | NIVEL | LABOR | | TIPO DE ROCA | TIPO DE RIESGO |
| | | | TEMPORAL | PERMANENTE | | |
| SOCORRO | MAYO | 4300 | Tajo | Crucero | MALA 4 A | ALTO |
| SOCORRO | JULIO | 3990 | Tajo | Galería | MALA 4 A | ALTO |
| SOCORRO | SETIEMBRE | 3920 | Tajo | Crucero | MALA 4 A | ALTO |
| SOCORRO | DICIEMBRE | 4180 | Tajo | Galería | MALA 4 A | ALTO |

Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

3.5.6 RESISTENCIA DE LA ROCA

3.5.6.1 Resistencia de la roca intacta

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c). Para estimar este parámetro, durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geotécnico de las labores mineras y de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, se llevaron a cabo ensayos del golpe con el martillo de geólogo y con el esclerómetro de Schmidt, siguiendo las normas sugeridas por la ISRM. Las resistencias así estimadas se presentan en el ejemplo siguiente y en conjunto de las labores de las diferentes minas.

A. CON MARTILLO SCHMIDT

Ejemplo: Tajo 072 Nivel 4180 mina Carmen.

a.1 Objetivo

Calcular la Resistencia Uniaxial a Compresión en MPa, a partir de los valores de Resistencia del Martillo Schmidt. El martillo se ha aplicado perpendicularmente a una pared vertical durante el ensayo.

a.2 Condición Actual del Sector

1. El Tajo 072, Nv 4180 en la Mina Carmen presenta un tipo de Roca regular 3B. En la inspección realizada, se constató el predominio de Mineral emplazado en las inmediaciones del paso de la Veta Rosa y la Traza Irma Viviana. Esta condición afecta el macizo rocoso en algunos tramos, en los que se considera el tipo de roca Mala 4A, por la presencia de fallas panizadas, goteo y flujo de agua en techo y paredes.
2. Las condiciones descritas anteriormente nos permiten diferenciar los límites entre ambos tipos de roca y realizar el Ensayo Insitu con el Martillo Schmidt, previa auscultación de planos de roca en posición vertical, limpios y no disturbados.

a.3. Análisis de Datos

Se obtuvieron 12 valores de los cuales se eliminaron 6 y con estos valores se calculó la media para el mineral y la caliza.

Se ha obtenido el resumen de datos en el siguiente cuadro, para el mineral.

| ENSAYO CON EL MARTILLO SCHMIT | | | | | | |
|-------------------------------|---------|----|----|----|----|----|
| ROCA : | MINERAL | | | | | |
| Valores de rebote de martillo | | | | | | |
| Nº | 1° | 2° | 3° | 4° | 5° | 6° |
| Valores | 53 | 46 | 44 | 42 | 43 | 40 |
| Valor de Rebote Medio : 44.67 | | | | | | |

Se ha obtenido el resumen de datos en el siguiente cuadro, para la caliza.

| ENSAYO CON EL MARTILLO SCHMIT | | | | | | |
|-------------------------------|--------|----|----|----|----|----|
| ROCA : | CALIZA | | | | | |
| Valores de rebote de martillo | | | | | | |
| Nº | 1° | 2° | 3° | 4° | 5° | 6° |
| Valores | 50 | 46 | 42 | 42 | 40 | 40 |
| Valor de Rebote Medio : 43.33 | | | | | | |

A fin de verificar estos resultados de campo, se llevaron a cabo ensayos de compresión uniaxial en laboratorio de mecánica de rocas sobre muestras rocosas representativas de las diferentes litologías.

Los resultados de estos ensayos se presentan en el siguiente cuadro:

Densidad de Mineral : 3.2 kN/m³

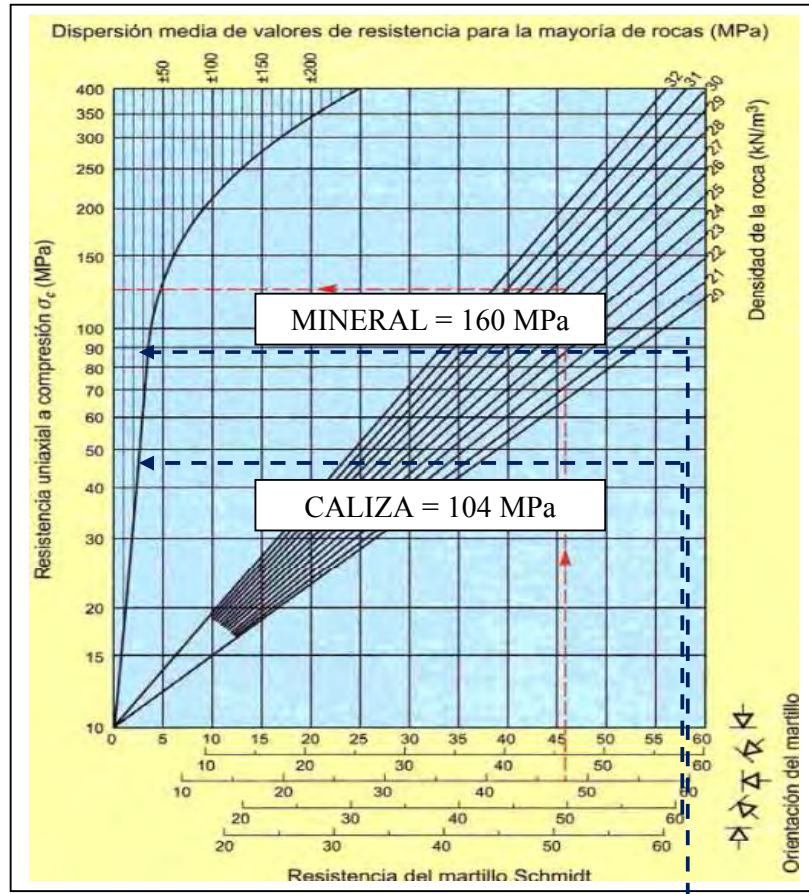
Densidad de la Caliza : 2.7 kN/m³

Ploteando los Valores de Rebote Medio obtenidos en el Abaco se obtiene:

Mineral : 160 Mpa

Caliza : 104 MpA

Figura 9. Ábaco de martillo Schmidt



Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

Figura 10. Martillo Schmidt



Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

B. En Laboratorio de mecánica de rocas Universidad Nacional de Ingeniería

A fin de verificar estos resultados de campo, se llevaron a cabo ensayos de compresión uniaxial en laboratorio de mecánica de rocas sobre muestras rocosas representativas de las diferentes litologías.

Los resultados de estos ensayos se presentan en el siguiente cuadro :

| Muestra | Litología | σ_c^* (MPa) |
|----------------|------------------|--|
| Tajo 238 | Mineral | 126 |
| | Caliza de cajas | 58 |
| Tajo 261 | Mineral | 136 |
| | Caliza de cajas | 65 |
| Tajo 255 | Mineral | 73 |
| Tajo 150 | Mineral | 183 |
| | Caliza de cajas | 93 |
| Tajo 907 | Caliza de cajas | 126 |

(*) Resistencia compresiva estandarizada con $L/D=2$, según Protodyakonov.
 σ_c = Resistencia a la Compresión Uniaxial.

Figura 11. Equipo y muestras para pruebas de resistencia compresiva



Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL
Normas sugeridas por ISRM (International Society for Rock Mechanics)

| Muestra | Litología | m_j | Cohesión (MPa) | Angulo de fricción (Φ°) |
|----------|-----------------|-------|----------------|-------------------------------------|
| Tajo 238 | Mineral | 10.7 | 27.9 | 45.0 |
| Tajo 261 | Mineral | 17.6 | 29.5 | 53.2 |
| Tajo 150 | Mineral | 18.7 | 27.1 | 52.8 |
| | Caliza de cajas | 18.3 | 19.4 | 51.7 |
| Tajo 907 | Caliza de cajas | 17.1 | 20.1 | 50.8 |

Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

C. En laboratorio de mecánica de rocas de la universidad de Cracovia – Polonia

DETERMINACION DE PROPIEDADES ESFUERZO – DEFORMACION

Los ensayos de laboratorio en la maquina Cervo Controlada MTS-815 del Departamento de (Geomecánica, Ingeniería civil y Geotécnica de la AGH Universidad de Ciencia y Tecnología Cracovia-Polonia).

Las muestras son cargadas uniformemente por la fuerza axial creciente con un valor correspondiente a un incremento Standard de esfuerzo 0.3 Mpa/s hasta el valor a fallar.

Cuando la carga alcanza el nivel de 75%de la carga crítica, la muestra es descargada con la misma velocidad de descarga, hasta un valor de cerca 5 % de la carga crítica. Después la muestra es recargada hasta la carga máxima ó crítica (hasta el fallamiento).

Figura 12. Laboratorio de la universidad de Cracovia –Polonia



Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

Las muestras enviadas al laboratorio fueron total 67, 30 muestras de caliza y 37 de mineral, de acuerdo a las recomendaciones de la norma ISRM: la esbeltez (largo/ancho) debe ser igual a 2 y el área liza de sección cortada debe ser igual a 0.02 mm.

Figura 13. Mineral



Figura 14. Caliza



Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

| DIAMETRO 48mm | | | | | | | DIAMETRO 48mm | | | | La Roca es susceptible al estallido ? |
|---------------|-------------|--------------|-------------|-----------------|--------|------------|---|--------------------------|-------------|--|---------------------------------------|
| MUESTRA N° | Mina | HDD | Profundidad | DISTANCIA (m) | TIPO | NIVEL msnm | Uniaxial compressive strength σ_{cr} Mpa | Elasticity modulus E Gpa | Poisson's V | Indice de energia potencial elástica PES kj/m3 | |
| (26-1) | Carmen | Ly- 34-16-06 | 880 | 18-20 | Caliza | 4120 | 279.59 | 100.66 | 0.28 | 388.28 | muy susceptible |
| (27-1) | Carmen | Ly- 34-15-06 | 640 | 10 | Caliza | 4360 | 246.99 | 95.88 | 0.38 | 318.15 | muy susceptible |
| (28-1) | Huantajalla | Ly -34-18-06 | 640 | 34 | Caliza | 4360 | 136.59 | 77.98 | 0.49 | 119.64 | considerablemente |
| (29-1) | Huantajalla | Ly-262-08-06 | 640 | 90 | Caliza | 4360 | 186.8 | 83.08 | 0.23 | 212.27 | muy susceptible |
| (30-1) | Huantajalla | Ly-262-08-06 | 640 | 139 | Caliza | 4360 | 167.75 | | 0.14 | | |
| (30-2) | Huantajalla | Ly-262-08-07 | 640 | 139 | Caliza | 4360 | 240.8 | 77.4 | 0.18 | 374.60 | muy susceptible |
| (30-3) | Huantajalla | Ly-262-08-08 | 640 | 139 | Caliza | 4360 | 250.63 | 73.08 | 0.14 | 429.80 | muy susceptible |

| DIAMETRO 30mm | | | | | | DIAMETRO 30mm | | | | La Roca es susceptible al estallido ? |
|---------------|---------|----------|-----------------|-------|---------|---|--------------------------|-------------|--|---------------------------------------|
| MUESTRA N° | MINA | VETA | Profundidad (m) | NIVEL | TIPO | Uniaxial compressive strength σ_{cr} Mpa | Elasticity modulus E Gpa | Poisson's V | Indice de energia potencial elástica PES kj/m3 | |
| (32-1) | Carmen | Veronica | 880 | 4120 | Mineral | 163.5 | 54.8 | 0.4 | 244.93 | muy susceptible |
| (33-1) | Carmen | Veronica | 880 | 4120 | Mineral | 51.1 | 7.1 | 0.3 | | |
| (34-1) | Socorro | Lesly | 760 | 4240 | Mineral | 162.5 | 68.8 | 0.2 | 192.10 | considerablemente |
| (35-1) | Socorro | Lesly | 760 | 4240 | Mineral | 84.7 | 64 | 0.2 | 56.12 | susceptible |
| (36-1) | Socorro | Lesly | 760 | 4240 | Mineral | 129.5 | 69.4 | 0.2 | 120.91 | considerablemente |
| (37-1) | Socorro | Lesly | 760 | 4240 | Mineral | 82.7 | 52.6 | 0.2 | 65.00 | susceptible |
| (38-1) | Socorro | Lesly | 760 | 4240 | Mineral | 102.7 | 62.5 | 0.4 | 84.36 | susceptible |
| (39-1) | Socorro | Lesly | 760 | 4240 | Mineral | 125.9 | 50.4 | 0.2 | 157.05 | considerablemente |

Fuente: Geomecánica – Uchuchacua

3.5.6.2 Resistencia de las discontinuidades

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla.

La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Dada la disponibilidad de testigos rocosos de la perforaciones diamantinas, se han realizado algunos ensayos del tablero inclinable (“tilt table test”), en los tramos de calizas de los sondajes diamantinos ejecutados desde el Nv. 4280 y ubicados en las estocadas de la brecha mineralizada.

Los resultados de estos ensayos indicaron los valores de ángulos de fricción básicos que se muestran:

Cuadro 1. Resultados de los ensayos de tablero inclinable

| Litología | Angulo de Fricción Básico | |
|---------------------|---------------------------|----------|
| | Rango | Promedio |
| Caliza (Lado Norte) | 30 – 34 | 32 |
| Caliza (Lado Sur) | 30 – 33 | 31 |

Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

3.5.6.3 Resistencia de la masa rocosa

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002), con el programa ROCLAB, elaborado por Rocscience Geomechanics, Software & Research (Canadá, 2202). Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural, asimismo de resistencia compresiva uniaxial y constante “mi” de la roca intacta, desarrollados en este estudio.

En el siguiente cuadro se presentan los resultados obtenidos sobre las propiedades de resistencia de la masa rocosa por dominios estructurales.

Cuadro 2. Propiedades de la resistencia de la masa rocosa

| PROPIEDADES DE LA RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA | | | | | | | | | | |
|---|-----------------|-----|------------|-------|----------------|----------------|------|-----|-------|---------|
| DOMINIO | CALIDAD DE ROCA | GSI | σ_c | m_i | σ_{cmr} | σ_{tmr} | Coh. | Phi | Emr | Poisson |
| | | | MPa | | MPa | kPa | KPa | (°) | GPa | v |
| CALIZA TECHO | REGULAR III A | 55 | 120 | 12 | 5.83 | -211 | 5.63 | 29 | 10001 | 0.25 |
| CALIZA PISO | REGULAR III A | 51 | 110 | 12 | 5.05 | -137 | 4.77 | 28 | 7944 | 0.25 |
| CALIZA TECHO | REGULAR III B | 48 | 90 | 10 | 2.68 | -104 | 3.46 | 25 | 6341 | 0.25 |
| CALIZA PISO | REGULAR III B | 42 | 80 | 10 | 1.55 | -55 | 2.71 | 23 | 4232 | 0.28 |
| CALIZA TECHO | MALA IV A | 38 | 60 | 9 | 0.86 | -33 | 1.79 | 21 | 2911 | 0.30 |
| CALIZA PISO | MALA IV B | 32 | 40 | 9 | 0.36 | -13 | 1.03 | 19 | 1683 | 0.30 |
| MINERAL | REGULAR III A | 54 | 115 | 14 | 5.22 | -159 | 5.55 | 30 | 9441 | 0.25 |
| MINERAL | REGULAR III B | 46 | 95 | 12 | 4.3 | -154 | 4.37 | 29 | 9202 | 0.25 |
| MINERAL | MALA IV A | 36 | 80 | 10 | 1.17 | -39 | 2.82 | 21 | 3265 | 0.30 |

Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

CAPITULO IV

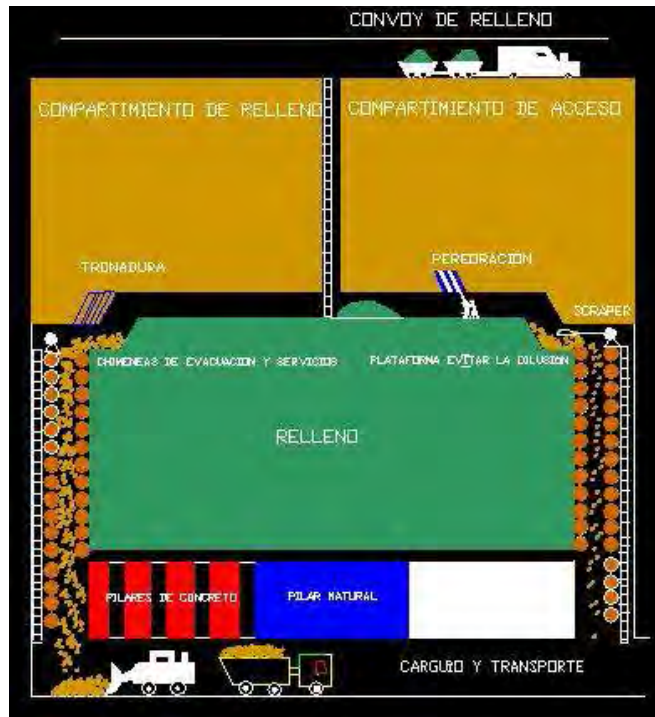
MINERIA

4.1 MINAS

Los métodos de minado en Mina Uchucchacua son principalmente el Corte y Relleno Ascendente Mecanizado para vetas y cuerpos irregulares, Taladros Largos con subniveles para vetas y cuerpos de mayor regularidad y tajeos por Acumulación. La accesibilidad a los tajos es mediante rampas y caminos.

Actualmente la producción de mina es de 3,200 TCS/día.

Figura 15. Modelamiento Mina



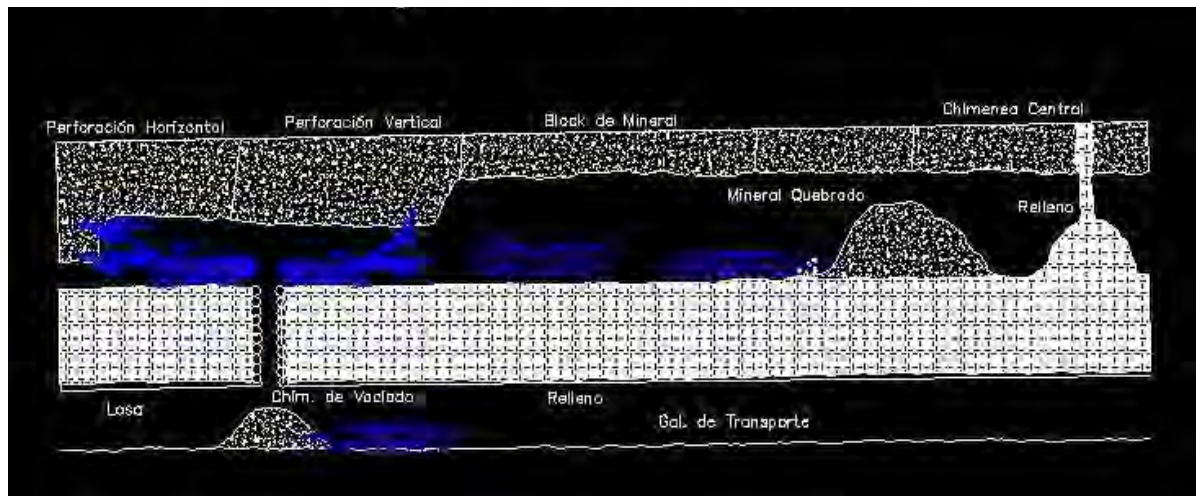
Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

Figura 16: Relleno Detrítico



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

Figura 17: Ciclo de Minado



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

4.2 PERFORACIÓN Y VOLADURA

La perforación de los tajos se hace en realce en la mayoría de los casos cuando la roca tiene mayor estabilidad y en breasting para el caso de zonas de poca estabilidad, los equipos utilizados son: jumbos electro hidráulicos, de los cuales el Quasar y el Long hole drill son los encargados de perforar los taladros largos; los Upper drill, Jacklegs y Stopers, se encargan de la perforación convencional.

Para la voladura se utiliza anfo, dinamita, faneles y carmex, tanto en frentes y tajos la voladura es controlada (Smooth Blasting) lo que permite mejorar el auto sostenimiento del macizo rocoso y reducir costos de suministros de sostenimiento.

Figura 18: Jumbo Quasar, viene preparando taladros largos en el Tajo 775 del Cuerpo Magaly



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

4.3 ACARREO Y TRANSPORTE DE MINERAL

El acarreo de mineral y desmonte en los tajos se hace con scoops eléctricos de 3.5 yd³, 2.8 yd³, 2.2 yd³. Asimismo, contamos con scoops diesel de 4.1 yd³, 3.5 Yd³ y 2.2 Yd³, que trabajan principalmente en la profundización de la Mina Carmen y Socorro y los sublevels con Control Remoto.

El sistema de transporte es mixto, utilizando para ello camiones de bajo perfil de 20 ton y locomotoras de: 15 ton, 8 ton, 6 ton, 5 ton, 3.5 ton.

Figura 19: Scoop diesel de 2,2, yd3 a control remoto, en plena limpieza desde un draw point en el tajo 775, Cuerpo Magaly, Nv.4 060, Mina Socorro.



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

4.4 IZAJE

El izaje de mineral y parte del desmonte se realiza por 2 piques, Pique Master y Pique Luz.

Pique Luz : Uso Transporte de Personal y Carga Mineral y Desmonte.

Características Generales

| | |
|------------------------------------|--|
| Marca | Fullerton |
| Tipo de Winche | Doble Tambora |
| Motor | 2 x 800 HP, 400 RPM , 500 V DCD - WESTINGHOUSE |
| Velocidad | 6.00 m/seg |
| Longitud del izaje máximo | 420 m. |
| Tamboras | 3.24 m Ø , 1.83 m ancho ranurados – cable de 1 7/16” |
| Distancia entre centro de tamboras | 2.66 m. |
| Poleas | 3.24 m. Ø, (ranurados por cable de 1 7/16”) |
| Controles | Digitales |
| Capacidad Máxima de cada Skip | 7.80 T.M. |
| Peso de Skip vacío | 4.80 T.M. |

Figura 20: Pique Luz, Cabina de Control, Nivel 450. El Pique consta de una wincha de 1500 HP, trabaja con 2 skips de 7,5 TC y una jaula integrada en el skip Nro. 02 con capacidad para 9 personas.



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

Pique Master**Wincha N° 1****Uso: Transporte de Personal y Carga**

| Marca | Nordberg |
|---|--|
| Tipo de Winche | PE-1 |
| Motor | 300 HP, 450 RPM, 70 A, 2300 V, 60 Hz, Trifásico |
| Velocidad | 3.35 m/seg |
| Longitud del izaje máximo | 420 m. |
| Tamboras | 84" Ø x 54" ancho ranurados por cable de 1 1/8" |
| Distancia entre centro de tamboras | 109 " |
| Poleas | 60" Ø, (ranurados por cable de 1 1/8") |
| Controles | Modelo "D" |
| Capacidad Máxima de Jaula de 2 pisos | 3.18 T.M. |
| Peso de Jaula vacia de 2 pisos | 1.25 T.M. |
| Peso de Contrapeso | 4.50 T.M. |
| Peso de Personas | 30 |

Pique Master**Wincha N° 2****Uso: Transporte de Mineral**

| | |
|--------------------------------------|---|
| Marca | Ingersoll Rand |
| Tipo de Winche | PE-1 |
| Motor | 500 HP, 705 RPM, 620 V, 60 Hz, Trifásico- Westinghouse |
| Velocidad | 4.08 m/seg |
| Longitud del izaje máximo | 440 m. |
| Taboras | 72" Ø x 60" ancho ranurados por cable de 1" |
| Distancia entre centro de taboras | 108 " |
| Poleas | 72" Ø, (ranurados por cable de 1") |
| Controles | Modelo "D" |
| Capacidad Máxima de cada skip | 4.38 T.M. |
| Peso de skip vacío | 2.20 T.M. |

Figura 21: Pique Master, estación principal en el Nv. 4450, donde se transporta mineral a los diferentes niveles, la jaula es de 2 pisos, con capacidad para 30 personas. La Wincha Nro 01, tiene un motor de 300 HP, marca Nordberg.



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

4.5 RELLENO

Nuestro requerimiento de relleno es de un total de 22,500 m³ de los cuales, el 20% es de Relleno Hidráulico y la diferencia de Relleno Detrítico, se recicla el 100% de nuestros desmontes generados por nuestros desarrollos y exploraciones.

Esperamos a corto plazo la no utilización de relleno hidráulico, para lo cual estamos desarrollando infraestructura en las 3 minas. El flujo de nuestro relleno detrítico cuenta con la siguiente infraestructura: El master shaft, iza el desmonte del nivel inferior al superior; en este nivel, contamos con locomotoras exclusivas para la distribución del desmonte por medio de nuestros fill pass estratégicamente ubicados.

CAPITULO V

SERVICIOS AUXILIARES

5.1 TRANSPORTE DE MINERAL

El transporte del mineral se realizará usando camiones de bajo perfil desde el echadero ubicado en el nivel 3920 hasta el Nivel 4130 (Echadero 624), lugar donde se encuentra la evacuación de mineral principal en mina Socorro hacia el Pique Luz Nv 4120.

Tabla 1 . Detalle del ciclo de transporte de mineral

| TRANSPORTE MINERAL TAJO 775 | |
|------------------------------------|---------------|
| Toneladas diarias | 500 |
| Toneladas guardia | 250 |
| Camión de bajo perfil | 18 TCS/Viaje |
| No viajes guardia | 13.89 |
| Tiempo por viaje | 30 minutos |
| Costo del camión | 50 US \$/hora |
| Camiones MT – 2000 | 3 |
| Tiempo necesario con 1 solo camión | 6.94 horas |
| Costo por guardia | 347.22 US \$ |
| Costo transporte | 1.39 \$/TCS |

Como se observa en la Tabla el ciclo de transporte de mineral es 30 minutos ya que los camiones de bajo perfil tienen que recorrer aproximadamente 1.5 kilómetros para transportar el mineral.

El ciclo total para cumplir con las 250 TCS por guardia es de 6.94 horas con un solo camión que es equivalente a 13.89 viajes o 2.31 horas usando los 3 camiones, lo que da tiempo de usar los camiones para evacuar desmonte de la profundización y poder sacar mineral de otros tajeos.

5.2 RELLENO DEL TAJO

Las grandes aberturas creadas por el tajeo por subniveles típicamente requieren que algún tipo de programa de relleno sea practicado. El relleno incluye roca no cementada y relleno de arena o tierra, relleno de roca cementante, relleno hidráulico cementado, y un material arcilloso de alta densidad o relleno aluvial.

El relleno permite la futura recuperación de los pilares estabilizantes o de soporte. La recuperación de los pilares permite la recuperación de hasta del 90 % del mineral. El relleno también reduce al mínimo la ocurrencia de hundimiento o subsidencia y permite la redistribución de esfuerzos creado por el ciclo de minado. Esto a su vez reduce al mínimo la ocurrencia de explosión de roca o estallido de roca. El relleno esta también siendo usado satisfactoriamente eliminar o recuperar pilares intermedios entre los tajeos.

En este caso el relleno contiene el suficiente material cementante para formar una unidad que se puede autosoportar. El relleno cementado no es siempre económico, en tales casos la recuperación de pilar puede no ser práctica, y el relleno es usado para controlar el movimiento de la superficie. (Matikainen, 1981).

Es importante que en las largas aberturas que se generan luego de explotado un cuerpo o yeta con taladros largos estas requieran de algún tipo de relleno.

Asimismo, se logra una recuperación del 90% de dichos pilares de mineral. El relleno permitirá en el futuro, la recuperación de los pilares de soporte. Asimismo, el relleno minimiza la ocurrencia de inestabilidad de las cajas y permite la redistribución de los esfuerzos creados por el ciclo de minado. (R2).

El relleno del tajeo 775 se realizara primero de la Falla Socorro, para poder recuperar los pilares de buzamiento estabilizantes de 5 metros con una potencia promedio de 6 a 8 metros que se han dejando cada 65 metros. La falla socorro se rellenara desde el nivel 120 con relleno provenientes de las labores de exploración y desarrollo, por los subniveles intermedios y por ventanas y chimeneas comunicadas desde la Rampa 760.

También se rellenara con el estéril proveniente de las labores de profundización de la Rampa 626 que generan aproximadamente 2450 m³ de estéril por mes, a un ritmo de 200 metros mensuales con una sección de 35 x 3.5 metros.

5.3 AGUA Y AIRE

Es importante la ubicación de redes de servicios de agua, aire cerca de las labores de preparación y explotación en buenas condiciones, es importante para un inmediato trabajo de los equipos.

En la Tabla se detallan las compresoras actuales de la unidad y su respectivo caudal. Con estas 5 compresoras abastecen el requerimiento diario de aire comprimido (caudal y presión) en toda la mina.

Tabla 2. Características de las compresoras.

| CARACTERÍSTICAS DE COMPRESORAS | |
|---------------------------------------|------------------------|
| 3 Ingersoll Rand XLE | |
| Presión Servicio | 90-100 psi |
| Caudal (Pies ³ /min) | 2500 cfm /cada una |
| 1 Sullair TS-32 | |
| Presión Servicio | 115-125 psi |
| Caudal (Pies ³ /min) | 3500 cfm |
| 1 Sullair 24-KT | |
| | a 4,500 m.s.n.m |
| Presión servicio | 115-125 psi |
| Caudal (Pies ³ /min) | 3000 cfm |

La red de tubería de aire sale de la casa de compresoras con un diámetro de 10" y luego prosigue con 6" y finalmente llega a las labores con un diámetro de 4". El agua llega hasta las labores con un diámetro de 2".

5.4 CONTROL DE CALIDAD

El control de la calidad del mineral tanto en las etapas de exploración, desarrollo, preparación y explotación es importante para asegurar que se pueda cumplir con la calidad de mineral que se requiere para abastecer a la planta concentradora. También el control de calidad del mineral roto es un procedimiento importante para mejorar los parámetros de operación: Perforación (espaciamento, burden, diámetro de taladro, desviación de taladros) o voladura (factor de potencia, sobrerotura de cajas) o control geomecánico (inestabilidad y caída de la roca encajonante), que permitan:

- Informar a la operación para controlar la dilución mineral: el mineral roto será muestreado y evaluada su ley para poder guiar a los operadores sobre el rendimiento de las operaciones unitarias o configuración geométrica de la yeta.
- Conciliar las reservas minerales halladas: comparar la ley de explotación con la ley del block de mineral y evaluar el grado de exactitud de cubicación de Geología.

- Tener una base de datos de la ley de producción de mina.
- Comparar la ley de producción diaria con la ley de cabeza para Planta Concentradora

Dicho control se iniciara en el monitoreo de los detritos de perforación. La información será usada para determinar el comportamiento y distribución de ley de Plata a lo largo de la veta o para determinar zonas de desmonte o “caballos” presentes en el block de mineral. El ayudante de perforista, apoyado por un personal de Control de Calidad serán los encargados de realizar dicho trabajo.

El trabajo continua en el análisis de dichos detritos o lama en Laboratorio. La información será importante para prever zonas de buena ley, baja ley o desmonte luego de la voladura.

Luego del disparo, se muestrea el mineral de las ventanas y se analizan ambos resultados. Así se evaluarán constantemente la efectividad de las operaciones unitarias.

5.5 VENTILACION

La ventilación permitirá dar seguridad y un lugar adecuado a los trabajadores para que puedan desempeñar sus funciones en la forma más eficaz con todas las condiciones que requieren.

En el monitoreo en este tajeo el caudal fue de 52,460 CFM por lo que no se utiliza ventilación secundaria ya que se encuentra dentro del circuito de ventilación principal.

REQUERIMIENTO DE AIRE GENERAL

1. REQUERIMIENTO DE CAUDAL DE AIRE POR # DE PERSONAS

| MINA | NRO PERSONAS | CAUDAL | |
|--------------|--------------|--------------|----------------|
| | | m3/min | CFM |
| CARMEN | 176 | 1,056 | 37,292 |
| SOCORRO | 282 | 1,692 | 59,751 |
| HUANAJALLA | 143 | 858 | 30,299 |
| TOTAL | 601 | 3,606 | 127,342 |

2. REQUERIMIENTO DE CAUDALES POR EQUIPOS DIESEL

| MINA | N° HP | CAUDAL | |
|--------------|-------------|---------------|----------------|
| | | m3/min | CFM |
| CARMEN | 815 | 2,445 | 86,343 |
| SOCORRO | 3698 | 11,094 | 391,774 |
| HUANAJALLA | 497 | 1,491 | 52,653 |
| TOTAL | 5010 | 15,030 | 530,769 |

TOTAL REQUERIDO: 18,636 658,112

CAPITULO VI

PROYECTOS GENERALES

6.1. MINA CARMEN

6.1.1. NUEVO SISTEMA DE IZAJE: PIQUE MASTER.

Montaje y puesta en operación del Winche de Izaje Nordberg 10" \varnothing x 6 " ancho de 1200 Hp.

OBJETIVO:

Incrementar la capacidad de izaje en el Pique Máster de 1.8 a 3.8 m³, incremento de la velocidad de izaje de 4.8 m/seg a 8 m/seg y con capacidad de izaje para una profundidad de 1000 m.

TRABAJOS REALIZADOS:

En el mes de Agosto del presente año se ha puesto en marcha el winche Nordberg tamaño de 120"x74" potencia de 1200 HP.

Durante los meses de Enero a Agosto del presente año para concluir con el proyecto se ha ejecutado:

- Construcción de los ambientes para los drivers, transformadores, celdas de distribución de 10 KV.

- Cambio de 340 guías metálicas en el pique.
- Instalación de rieles desde la Gal 450 hasta la cabina del winche de izaje
- Construcción de un monorraíl para el montaje del winche de izaje
- Montaje del winche Nordberg 120"x74"
- Construcción de plataforma metálica
- Montaje e instalación de drivers, transformadores, celdas de distribución.
- Montaje de poleas.
- Instalación de skips de 3.8 m³ tipo rolla shut
- Montaje de cable de acero de 1 ½"
- Puesta en marcha del winche de izaje el 15 de agosto del 2011.

Figura 22: Instalación de Skips tipo rolla shut, nuevo winchw Nordberg

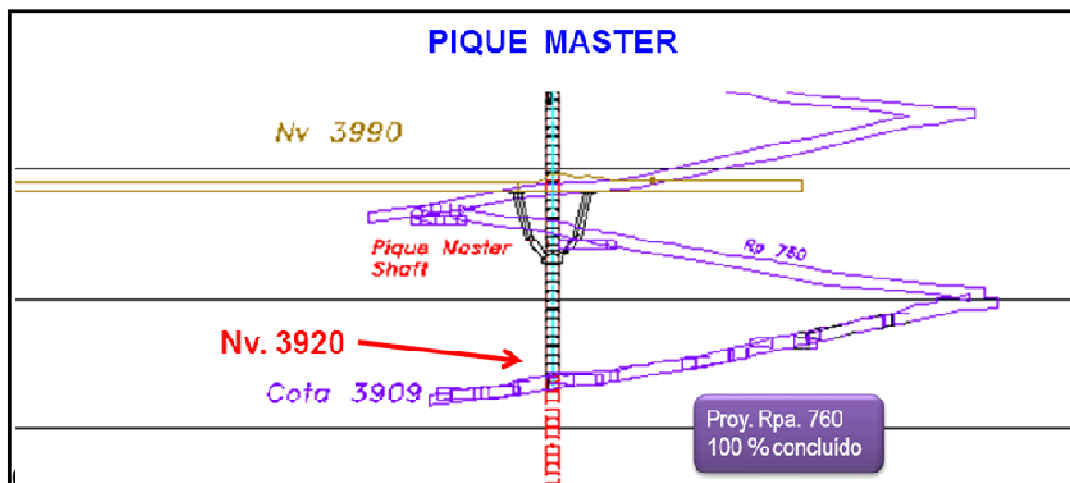


Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

6.1.2. PROFUNDIZACIÓN RAMPA 760.

La rampa 760 ya llegó al Nv 3920 según lo programado, actualmente se encuentra conectada al Pique Master, lo que nos permite realizar la limpieza del fondo del Pique desde la rampa, así como la ventilación de la Rp 760 por debajo del Nv 3990. También se evita la acumulación de agua en fondo del pique.

Figura 23: Columna pique Máster



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

6.1.3. SALA DE BOMBAS NV 3970

OBJETIVO:

Contar con una capacidad de drenaje de agua de 1000 l/s Del Nv 3990 al Nv 4120 en la mina Carmen.

ALCANCE GENERAL DEL PROYECTO

El proyecto compone de de dos tuberías de acero ASTM de 18" Ø en una longitud de 190 mts a instalarse en el Nv. 3970, RC 736 y en el sub nivel del Nv. 4120 acceso a la RC 736 y de dos tuberías HDPE de 18" en una longitud de 250 mts.

En el Nv.4120 túnel Patón, instalación de cuatro bombas Goulds 3409 de 250 l/seg cada una con sus respectivas válvulas de control de bombas, válvulas anticipadoras de onda.

AVANCE DEL PROYECTO

Entre los meses de Febrero a Octubre del 2011 se ha desarrollo:

- Construcción de 4 bases de concreto para las bombas Goulds 3409

- Construcción de dos dados de concreto para el soporte del codo de acero ASTM de 18" Ø en el inicio de la RC 736 Nv. 3970
- Instalación de sets, descansos, instalación de anclaje de tuberías, instalación de dos tuberías de acero ASTM de 18" Ø en una longitud de 190 mts desde la estación de bombeo hasta el Nv. 4120 por la RC 736.
- Instalación de 2 líneas de tubería ASTM de 18" Ø, en el subnivel desde la RC 736, hasta el Túnel Patón Nv. 4120.
- Instalación de 2 tuberías de succión ASTM de 24" Ø en una longitud de 50 mts.
- En el Nv. 4120 Túnel Patón se ha realizado la instalación de 54 soportes para la tubería HDPE de 18" Ø.
- Instalación y montaje de dos bombas Goulds 3409 con sus respectivas válvulas de control de bomba y anticipadoras de onda
- Construcción de seis dados de concreto para el soporte de las tuberías de succión y descarga.
- Construcción en concreto de las bases para los tableros de control de las bombas.
- Construcción de piso y revestimiento con concreto del sifón del sumidero del Nv 3970.
- Instalación de bandejas y cables eléctricos desde la Sub estación Nv. 4120 hasta la estación de bombas por la RC 736.
- Instalación de los tableros de control de las bombas.
- Arranque en vacío de dos motores de las bombas Goulds 3409 en la estación de bombeo Nv. 3970.

Figura 24: MONTAJE DE TABLEROS DE ARRANQUE DE BOMBAS 900HP



MONTAJE DE 04 BOMBAS GOULDS 3409 DE 900HP



**INSTALACION DE TUBERIAS, EN SUB NIVEL RC 736 AL TUNEL PATON NV 4120 y
MONTAJE DE SOPORTE PARA TUBERIAS HDPE DE 18" Ø. NV 4120 TUNEL PATON.**



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

En los meses de Noviembre y Diciembre del 2011 se desarrollará:

- En el Nv. 4120 la instalación de 36 soportes de 500 mts de tubería de HDPE de 18" Ø y la instalación de 500 mts de tubería HDPE de 18" Ø.
- Montaje e instalación de dos bombas Goulds 3409 con sus respectivas válvulas de control de bomba y anticipadoras de onda.
- Construcción de 4 dados de concreto para soportes de tuberías de succión y descarga
- Construcción del primer deslamador del sumidero.
- Puesta en operación de dos bombas en el mes de Noviembre del 2011 y de las otras dos bombas en el mes de Diciembre del 2011.

Figura 25: Instalación de Tubería al Rc 736 e instalación de 4 bombas



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

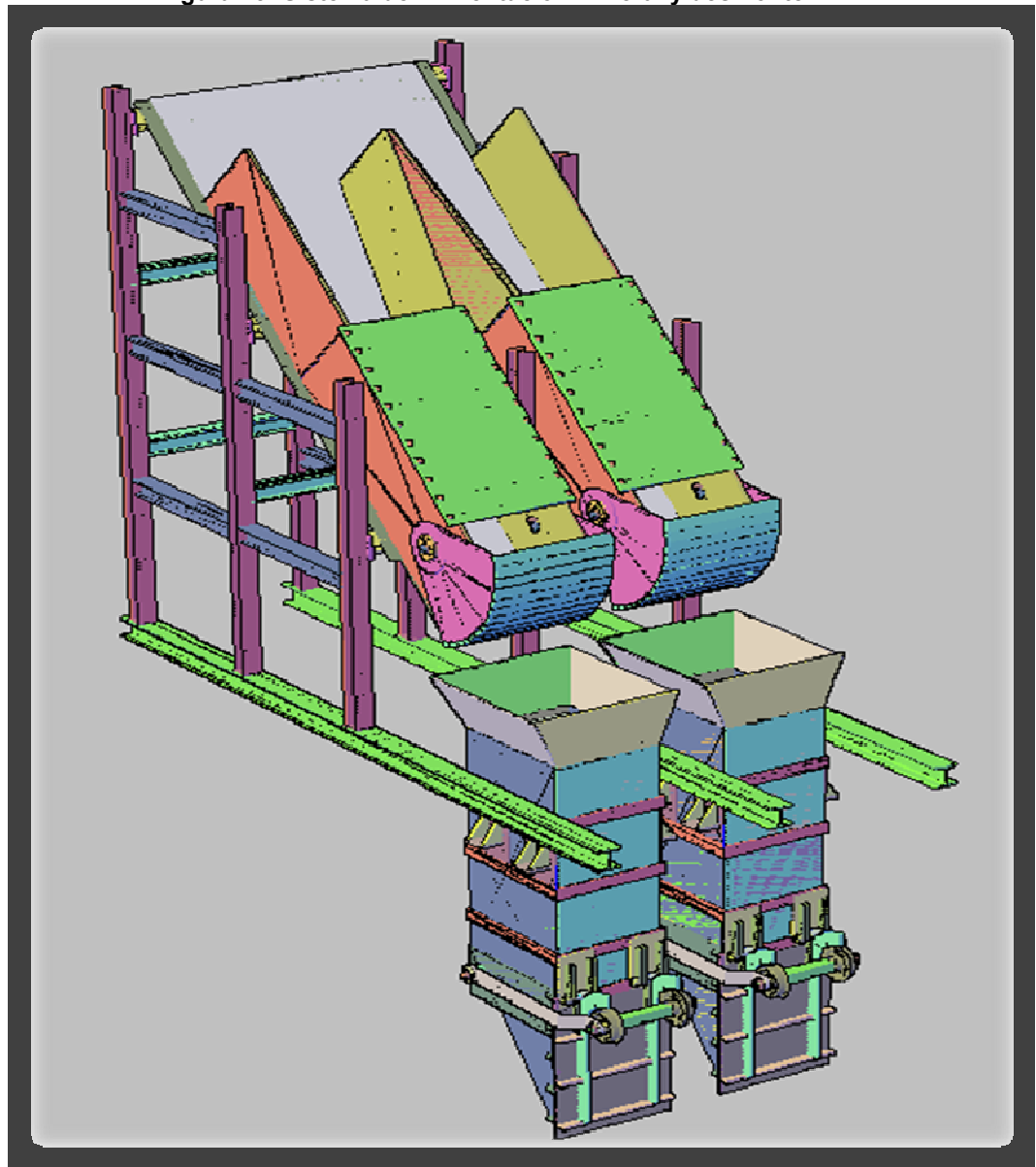
6.2. MINA SOCORRO

6.2.1. PROFUNDIZACIÓN PIQUE LUZ

Se desquinchó el piloto del Pique Luz desde el Nv. 3920 hasta el Nv 3990, lo cual comprende además la siguiente infraestructura:

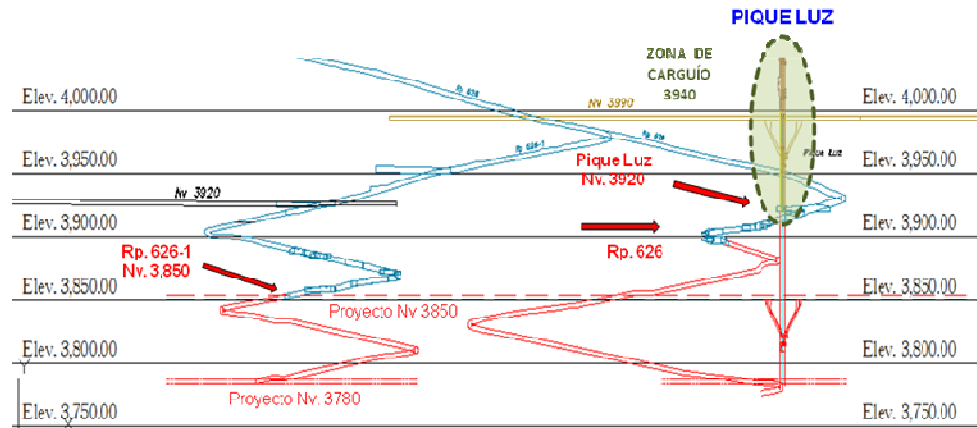
- La instalación de cuadros hasta el Nv 3920.
- La estación del Nv 3920.
- Lo bolsillos de los echaderos.
- La cámara de carguío del Nv 3940.
- Construcción de tolvas, feeder, dosificadores.
- Instalación y montaje de tolvas, feeder y dosificadores.
- Instalación de bandejas y cables eléctricos.
- La instalación de parrillas y gibas en los echaderos del Nv 3990.
- La instalación del rompebancos Amaru, con la finalidad de dinamizar el proceso de descarga de mineral a los echaderos.
- Puesta en operación del sistema de carguío el 20 de Julio del 2011.

Figura 25: Sistema de Alimentación mineral y desmunte



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

Figura 26: Ubicación Pique Luz Nv 3990

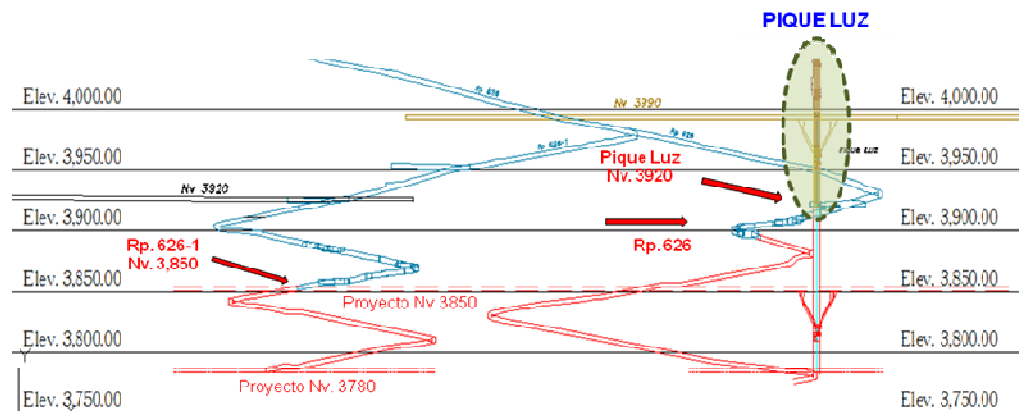


Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

El objetivo del año 2012 es llegar a la cota del Nv 3780 (120m de avance en pique), para iniciar en el 2013 las obras que nos permitan tener un sistema de carguío en el pique para el Nv 3850.

6.2.2. PROFUNDIZACIÓN DE RAMPAS

Figura 27: Profundización Rp 626



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

Rampa 626

La rampa 626 se encuentra en la cota 3883, faltando avanzar 315m para llegar a la cota del Nv 3850, desde la cual se ingresará a dicho nivel para avanzar el crucero de integración entre la Rp 626-1 y el Pique Luz, el cual será parte del futuro sistema de extracción sobre rieles en el Nv 3850.

El objetivo para el 2012 es llegar a la cota del Nv 3850 y desarrollar el crucero de integración en ese nivel.

Rampa 626-1

La rampa 626-1 ya alcanzó su objetivo de llegar a la cota del Nv 3850 para iniciar el desarrollo de dicho nivel. Actualmente se tienen avanzados 60m de rampa por debajo de la cota del Nv 3850 y ya se han avanzado aproximadamente 100m entre crucero y galerías.

El objetivo para el 2012 es llegar a la cota del Nv 3780 para desarrollar dicho nivel.

6.2.3. SISTEMA DE EXTRACCIÓN DEL NV 3990:

Este sistema de extracción sobre rieles nos permitirá disminuir aproximadamente 1.3km de recorrido de los dumpers que transportan mineral y desmonte desde los niveles 3850 y 3990, dando mayor fluidez a la extracción de 32,000 TM/mes de mineral y desmonte. Asimismo, debido al menor recorrido de los dumpers, mejorará la ventilación de la mina Socorro por la menor emisión de gases de éstos equipos.

Para ello se han realizado los siguientes trabajos:

- Avance de la Rampa 990 (240m)
- Dos echaderos de una capacidad de 500TM cada uno.
- La colocación de parrillas de 8'x8' y la instalación del rompebancos BTI, para tener un mayor control de la fragmentación del mineral y desmonte.

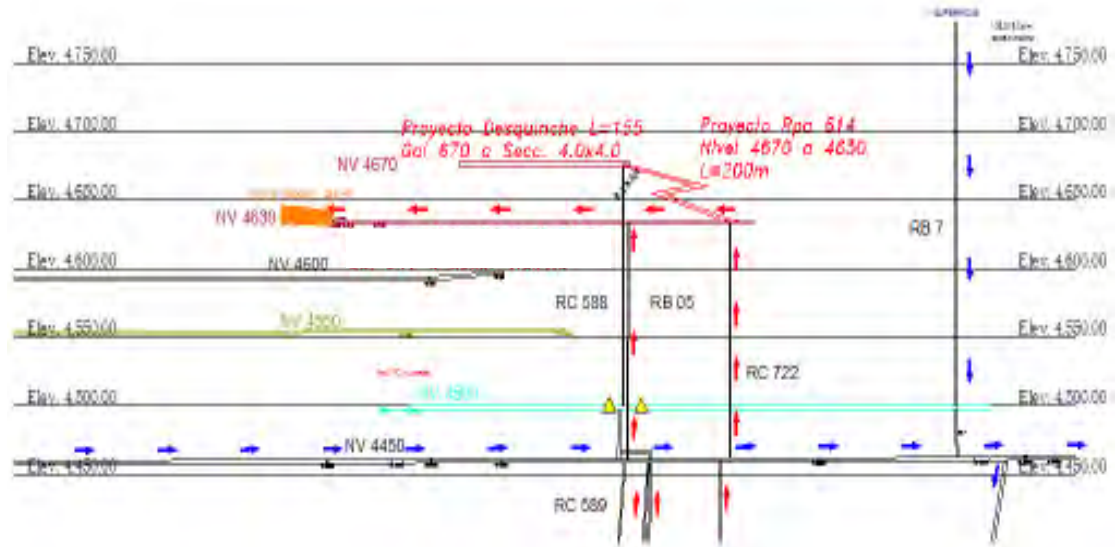
- La instalación de las tolvas gemelas en el Nivel 3990 y un rompe bancos (BTI) en los echaderos de la rampa 990.
- Instalación de 650m de rieles en el Nv. 3990 desde Mina Socorro hasta el Pique Luz.

6.2.4. MEJORA DE LA VENTILACIÓN DE MINA SOCORRO

El objetivo es incrementar el caudal de aire fresco en la Mina Socorro de 350,000 CFM a 490,000 CFM, siendo el caudal requerido 400,000 CFM, con esto la cobertura de aire en ésta mina llegaría al 123%.

Para lograr éste objetivo, se realizará el desquinche de 150m en el Nivel 4,670 de Mina Socorro y la ejecución de una rampa negativa de 200m hacia el Nivel 4,630, con el objetivo de tener una sección de 4.0 x 4.0m para la salida del aire viciado hacia superficie. La sección actual de la salida en el Nivel 4,630 es de 2.4 x 2.4m.

Figura 28: Proyecto rampa 614



Fuente: Planeamiento – Uchucchacua

6.3. AMPLIACIÓN DE SUMINISTRO DE ENERGÍA A 10KV.

El 1° de Octubre se energizo con éxito la nueva Sub Estación de 6 MVA, de 10/4.16 kV en la mina Carmen. Esto sumado a los 3 MVA que

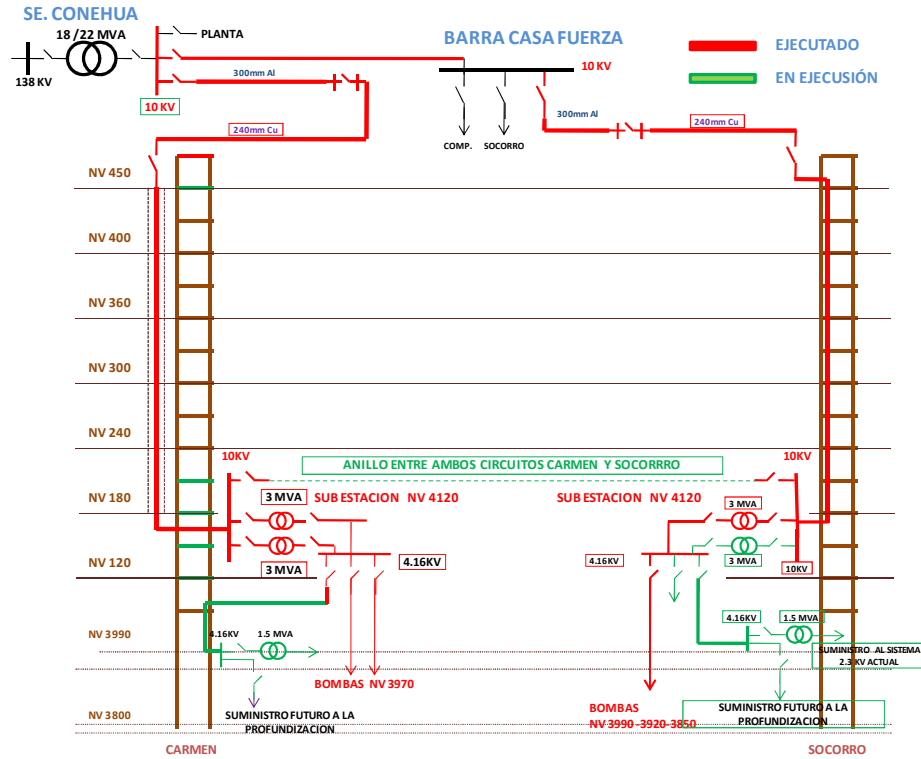
se tienen instalado en mina Socorro hacen un total de 9 MVA dentro de la mina.

Con la culminación de este proyecto se logra las siguientes ventajas:

- Operar con un nivel de voltaje de 10 y 4.16 kV en mina Carmen, el cual nos permitiría asumir hasta 6 MVA y abarcar mayor área de expansión según el avance de las operaciones.
- Suministrar la energía al sistema de bombeo del Nv 3970 de mina Carmen, donde se tienen instaladas 4 bombas de 900 Hp.
- Estar preparados para hacer frente al riesgo una posible inundación de las labores de profundización, disponiendo de la potencia necesaria.
- Garantizar el suministro y calidad de energía a las operaciones.
- Eliminar progresivamente algunos circuitos en media tensión que superan los 15 años de operación.

Actualmente se vienen realizando trabajos en la mina Socorro para incrementar la potencia de la zona a 6 MVA y conectar ambas sub estaciones a través de un anillo que permita direccionar la energía en caso de colapso de una de ellas.

Figura 29: Diagrama Unifilar



Fuente: Mantenimiento Eléctrico – Uchucchacua

Figura 30: SE Nv 4120 Mina Carmen



Fuente: Mantenimiento Eléctrico – Uchucchacua

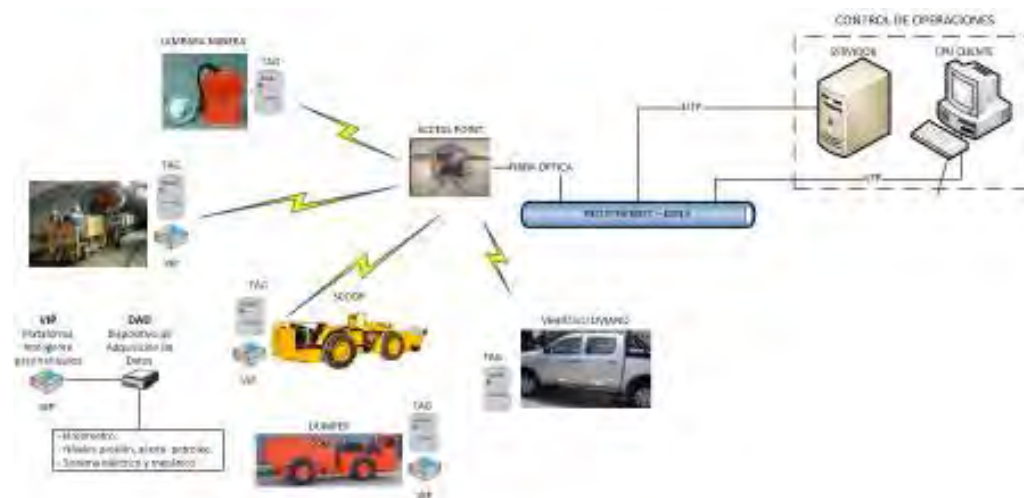
6.4. PROYECTO WIFI TRACKING

Consiste en la ampliación de la red LAN de la Unidad hacia interior mina, mediante el cableado con fibra óptica y la instalación de access points.

Este proyecto nos permitirá:

- El control y monitoreo del personal, equipos y vehículos, el cual se realizará mediante un tag, que es una pequeña tarjeta que se colocará en las lámparas y equipos y cada vez que el tag se encuentre cerca de un access point (que transmite la señal de la red en forma inalámbrica), su ubicación será registrada.
- La red WLAN servirá además de soporte para implementar la automatización de ventiladores y bombas. Asimismo el monitoreo de gases, caudales de aire y parámetros de operación de los ventiladores; y caudales de bombeo.

Figura 31: Diagrama de sistema Wifi Tracking



Fuente: Minas – Uchucchacua

6.5. PROYECTOS DE EDIFICACIONES

Consiste en construcción de nuevas edificaciones (Vestuarios, Comedor, Lavandería, Alojamientos de obreros y alojamiento de empleados), los cuales mejorarán las condiciones de vivienda, alimentación e higiene de los colaboradores de Cía y Empresas especializadas.

La inversión presupuestada para éste proyecto es de 5'110,860 US\$.

| TIPOS | EDIFICACIONES PREFABRICADAS | | | MODULOS TRANSPORTABLES (CONTAINER) | MODULOS TRANSPORTABLES PORTACAMP | |
|------------------|-----------------------------|-----------------|------------|---|----------------------------------|---------------------------|
| | Vestidor N° 01 | Vestidor N° 02 | Lavandería | Serv. Higiénicos - Vest. - Cocina - Comedor | Alojamientos Obreros | Alojamientos Supervisores |
| Área | 576 m2 | 120.75 m2 | 112.70 m2 | 1,085.00 m2 | 894.80 m2 | 480.04 m2 |
| Perimetro | 110.4 ml | 48.5 ml | 46.2 ml | 218.2 ml | 137.4 ml | 137.4 ml |
| Cantidad | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 1 |
| Capacidad | 608 trabajadores | 92 trabajadores | - | 272 personas | 128 personas | 64 personas |

CAPITULO VII

RESULTADOS OPERATIVOS

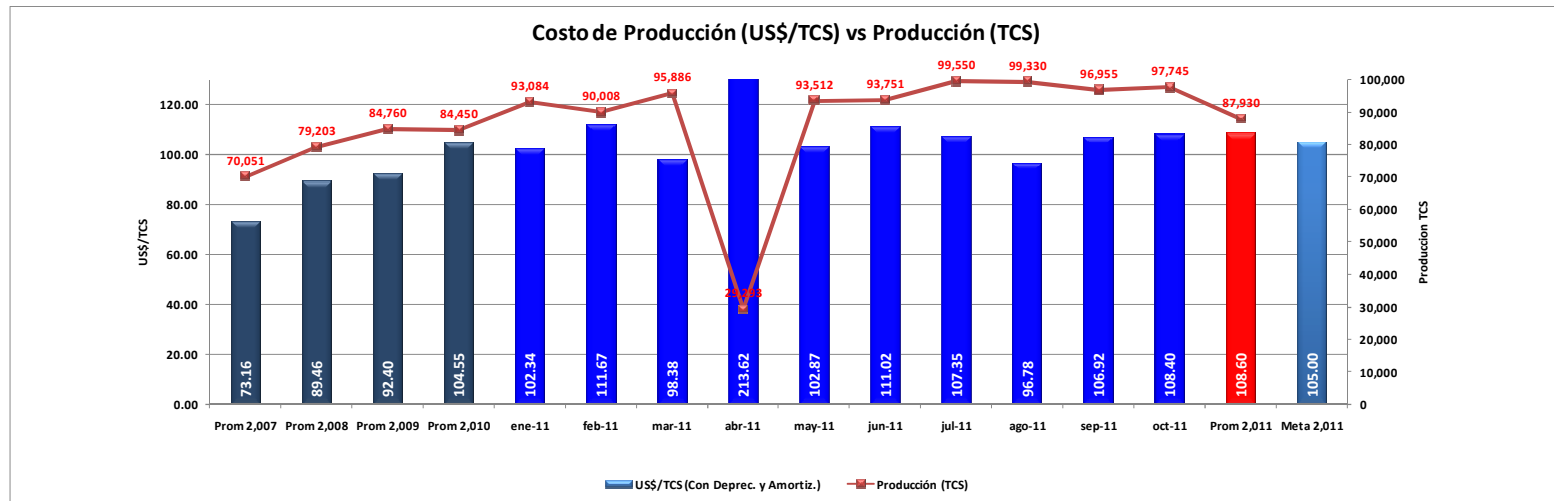
7.1 CUADRO DE RESULTADOS OPERATIVOS 2,010.

| ACTIVIDAD | DESCRIPCION | Enero - Octubre 2,010 | | % Cumpl |
|----------------------------------|--------------------------------------|--------------------------|------------------|----------------|
| | | Planeado | Ejecutado | |
| PROD. CIRC. SULFUROS Ag-Pb-Zn | CABEZA SULF. Ag-Pb-Zn | | | |
| | Tonelaje | 887,400 | 829,069 | 93.43% |
| | Ley de Cabeza (OzAg/TCS) | 13.83 | 12.91 | 93.36% |
| | Ley de Cabeza Pb (%) | 1.27 | 1.00 | 78.62% |
| | Ley de Cabeza Zn (%) | 1.69 | 1.50 | 88.78% |
| | Ley de Manganeso (%) | 11.79 | 10.06 | 117.21% |
| | Total Onzas | 12,272,742 | 10,704,725 | 87.22% |
| PRODUCCION DE CONCENTRADOS | TCS Concent. Pb-Ag | 33,629 | 32,593 | 96.92% |
| | Ley de Plata en Concent. Pb-Ag | 222.39 | 208.81 | 93.90% |
| | Ley de Manganeso Conc. Pb-Ag | 16.41 | 14.64 | 112.13% |
| | % Recuperación Ag. en conc. Pb-Ag | 64.75 | 63.58 | 98.19% |
| | Total Onzas Recuperadas | 7,478,683 | 6,805,901 | 91.00% |
| | Ley Plomo en Concent. Pb-Ag | 25.26 | 22.04 | 87.27% |
| | % Recuperación Pb en conc. Pb-Ag | 86.45 | 86.79 | 100.39% |
| | TCS Concent. Zn-Ag | 22,232 | 19,098 | 85.90% |
| | Ley de Plata en Concent. Zn-Ag | 20.41 | 19.70 | 96.52% |
| | Ley de Manganeso Conc. Zn-Ag | 9.82 | 9.61 | 102.22% |
| | % Recuperación Ag. en conc. Zn-Ag | 3.93 | 3.51 | 89.46% |
| | Total Onzas | 453,749 | 376,197 | 82.91% |
| | Ley Zinc en Concent. Zn-Ag | 34.80 | 33.78 | 97.06% |
| | % Recuperación Zn en conc. Zn-Ag | 54.06 | 51.86 | 95.93% |
| | | Ag Onzas en concentrados | 7,932,432 | 7,182,098 |
| | Pb TCS | 8,495 | 7,185 | 84.58% |
| | Zn TCS | 7,737 | 6,451 | 83.38% |
| PRODUCCION BARRAS | Onzas Concentrado Pirita | 397,215 | 361,475 | 91.00% |
| | Onzas Mesapata | 16,703 | 25,567 | 153.07% |
| | Total Onzas Recuperadas Barras | 413,918 | 387,042 | 93.51% |
| TOTAL ONZAS | Total Onzas Plata Recuperadas | 8,346,350 | 7,569,140 | 90.69% |
| ENERGIA | Térmica | 252.45 | 30.04 | 840.47% |
| | Hidráulica | 18,233 | 18,401 | 100.92% |
| | Energía Comprada Operaciones | 58,100 | 56,380 | 102.37% |
| | TOTAL | 76,585 | 74,811 | 102.37% |
| | Kw-Hr/TCS | 90.00 | 90.20 | 99.80% |
| AVANCE EN METROS | Exploración + Desarrollo | 20,000 | 16,566 | 82.83% |
| | Preparación + Operación Mina | 10,000 | 13,638 | 136.38% |
| | Proyectos | 1,900 | 1,179 | 62.04% |
| | TOTAL | 30,454 | 31,382 | 103.06% |
| | Perforación D.D.H. (m.) | 22,655 | 21,485 | 94.84% |
| | Perforación Med. Y Corto Alc. (m.) | 19,936 | 23,239 | 116.57% |
| | TOTAL | 42,590 | 44,723 | 105.01% |
| PERSONAL | Ejecutivos de Compañía. | 79 | 76 | 103.95% |
| | Empleados de Compañía | 160 | 153 | 104.58% |
| | Obreros Compañía | 320 | 316 | 101.39% |
| | Contratas Mina | 1,120 | 1,188 | 94.28% |
| | Contratas Proyectos | 220 | 286 | 76.92% |
| | TOTAL | 1,899 | 2,022 | 93.92% |
| COSTOS OPERACION | \$ / T. C. S. | 100.00 | 104.56 | 95.64% |
| | Cash Cost US\$/OzAg | 10.50 | 12.08 | 86.92% |

7.2 CUADRO DE COSTOS UNIDAD 2,011.

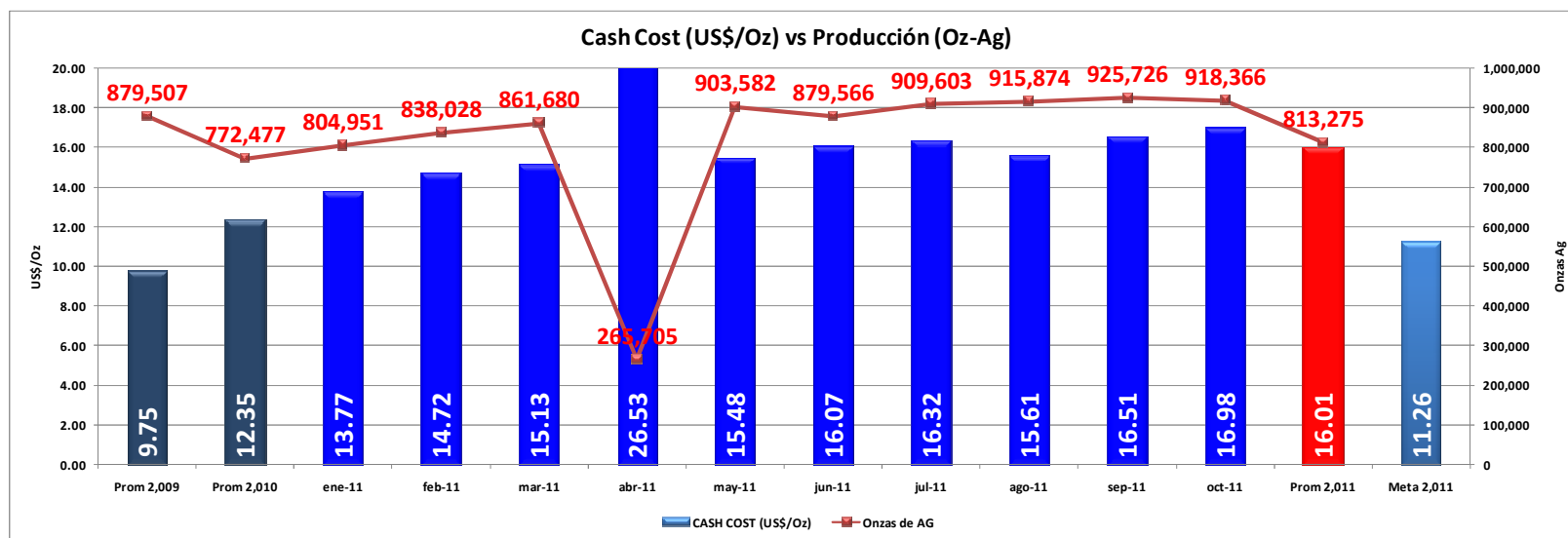
Costos de producción US\$/TCS Enero-Octubre 2,011.

| COSTO DE PRODUCCION | Prom 2,007 | Prom 2,008 | Prom 2,009 | Prom 2,010 | ene-11 | feb-11 | mar-11 | abr-11 | may-11 | jun-11 | jul-11 | ago-11 | sep-11 | oct-11 | Prom 2,011 | Meta 2,011 |
|--|--------------|--------------|--------------|---------------|---------------|---------------|--------------|---------------|---------------|---------------|---------------|--------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| Manode Obra | 14.07 | 15.24 | 15.12 | 17.00 | 15.46 | 16.62 | 16.47 | 55.95 | 15.44 | 26.86 | 22.73 | 16.94 | 17.90 | | 19.96 | |
| Suministros | 21.13 | 22.13 | 18.65 | 18.25 | 17.28 | 19.18 | 17.31 | 15.32 | 19.99 | 16.74 | 18.15 | 16.70 | 18.34 | | 17.85 | |
| Contratistas | 17.43 | 26.24 | 34.71 | 41.35 | 46.48 | 48.60 | 43.31 | 77.96 | 44.63 | 42.79 | 44.67 | 39.78 | 45.36 | | 45.64 | |
| Diversos | 10.10 | 13.24 | 11.35 | 13.79 | 10.19 | 13.41 | 12.41 | 34.35 | 12.60 | 15.24 | 12.94 | 13.97 | 16.12 | | 14.15 | |
| Depreciación | 6.19 | 6.86 | 6.88 | 9.12 | 8.39 | 8.72 | 8.20 | 26.81 | 6.64 | 6.27 | 5.92 | 5.90 | 5.82 | | 7.69 | |
| Amortización | 4.24 | 5.75 | 5.68 | 5.05 | 4.52 | 5.15 | 0.69 | 3.23 | 3.59 | 3.11 | 2.95 | 3.49 | 3.37 | | 3.34 | |
| Total Costo de Producción US\$/TCS (Con Deprec. y Amortiz.) | 73.16 | 89.46 | 92.40 | 104.55 | 102.34 | 111.67 | 98.38 | 213.62 | 102.87 | 111.02 | 107.35 | 96.78 | 106.92 | 108.40 | 108.60 | 105.00 |
| Total Costo de Producción US\$/TCS (Sin Deprec. y Amortiz.) | 4,394,637 | 6,086,629 | 6,766,854 | 7,632,893 | 8,323,485 | 8,803,095 | 8,581,190 | 5,377,737 | 8,663,639 | 9,528,979 | 9,804,371 | 8,680,439 | 9,474,997 | | 8,581,993 | |
| Producción (TCS) | 70,051 | 79,203 | 84,760 | 84,450 | 93,084 | 90,008 | 95,886 | 29,293 | 93,512 | 93,751 | 99,550 | 99,330 | 96,955 | 97,745 | 87,930 | |
| Onzas de AG | 822,673 | 951,448 | 879,507 | 772,477 | 804,951 | 838,028 | 861,680 | 265,705 | 903,582 | 879,566 | 909,603 | 915,874 | 925,726 | | 811,635 | |
| TCS de Zn | 721 | 1,038 | 759 | 642 | 774 | 827 | 499 | 127 | 510 | 526 | 532 | 532 | 774 | | 567 | |
| TCS de Pb | 821 | 1,020 | 784 | 724 | 683 | 796 | 695 | 203 | 660 | 709 | 734 | 650 | 720 | | 650 | |



Cash Cost US\$/Oz.

| CASH COST (US\$/Oz) | Prom 2,009 | Prom 2,010 | ene-11 | feb-11 | mar-11 | abr-11 | may-11 | jun-11 | jul-11 | ago-11 | sep-11 | oct-11 | Prom 2,011 | Meta 2,011 |
|--------------------------------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|--------------|
| Mano de Obra | 1.44 | 1.83 | 1.76 | 1.76 | 1.81 | 6.08 | 1.58 | 2.83 | 2.46 | 1.81 | 1.85 | | 2.13 | |
| Suministros | 1.79 | 1.98 | 1.99 | 2.06 | 1.92 | 1.68 | 2.05 | 1.78 | 1.98 | 1.79 | 1.89 | | 1.92 | |
| Contratistas | 3.35 | 4.52 | 5.38 | 5.22 | 4.82 | 8.60 | 4.46 | 4.56 | 4.89 | 4.31 | 4.75 | | 4.93 | |
| Diversos | 1.05 | 1.44 | 1.17 | 1.43 | 1.37 | 3.72 | 1.16 | 1.48 | 1.36 | 1.45 | 1.53 | | 1.46 | |
| Depreciación | 0.66 | 1.00 | 0.97 | 0.94 | 0.91 | 2.96 | 0.69 | 0.67 | 0.65 | 0.64 | 0.61 | | 0.83 | |
| Amortización | 0.55 | 0.55 | 0.52 | 0.55 | 0.08 | 0.36 | 0.37 | 0.33 | 0.32 | 0.38 | 0.35 | | 0.36 | |
| Comunidades Mina | 0.07 | 0.10 | 0.04 | 0.04 | 0.05 | 0.16 | 0.34 | 0.18 | 0.09 | 0.10 | 0.21 | | 0.14 | |
| TOTAL COSTO OPERACIÓN | 8.91 | 11.43 | 12.27 | 12.41 | 11.35 | 24.42 | 11.17 | 12.09 | 12.38 | 11.02 | 11.64 | 11.07 | 12.24 | |
| (Contribución Sub Productos) | -2.74 | -3.71 | -4.33 | -4.64 | -3.21 | -2.77 | -2.64 | -3.03 | -3.26 | -2.90 | -3.40 | -3.40 | -3.38 | |
| Gastos de Venta | 0.56 | 0.77 | 0.58 | 1.10 | 1.15 | 1.30 | 1.34 | 0.74 | 1.02 | 1.28 | 1.61 | 2.27 | 1.12 | |
| Deducciones | 4.23 | 5.42 | 7.18 | 7.75 | 7.23 | 7.76 | 7.20 | 7.52 | 7.79 | 7.74 | 8.06 | 8.00 | 7.57 | |
| Total Costo de Oper. y Ventas | 10.96 | 13.90 | 15.70 | 16.63 | 16.52 | 30.71 | 17.06 | 17.33 | 17.92 | 17.14 | 17.91 | 17.94 | 17.55 | |
| Depreciación y Amortización | 1.21 | 1.55 | 1.49 | 1.49 | 0.99 | 3.31 | 1.06 | 1.00 | 0.97 | 1.02 | 0.96 | 0.96 | 1.19 | |
| CASH COST (US\$/Oz) | 9.75 | 12.35 | 13.77 | 14.72 | 15.13 | 26.53 | 15.48 | 16.07 | 16.32 | 15.61 | 16.51 | 16.98 | 16.01 | 11.26 |
| Onzas de AG | 879,507 | 772,477 | 804,951 | 838,028 | 861,680 | 265,705 | 903,582 | 879,566 | 909,603 | 915,874 | 925,726 | 918,366 | 813,275 | |

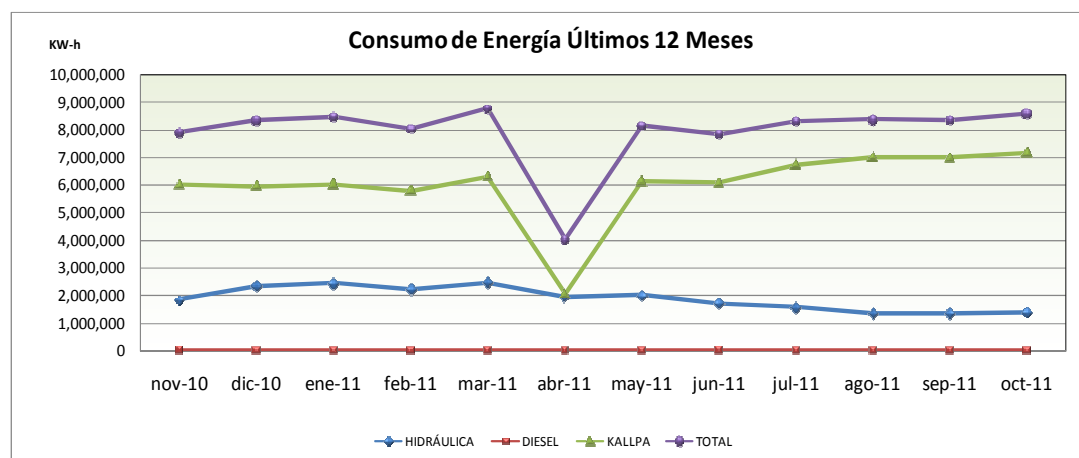


7.3 CONSUMO DE ENERGÍA.

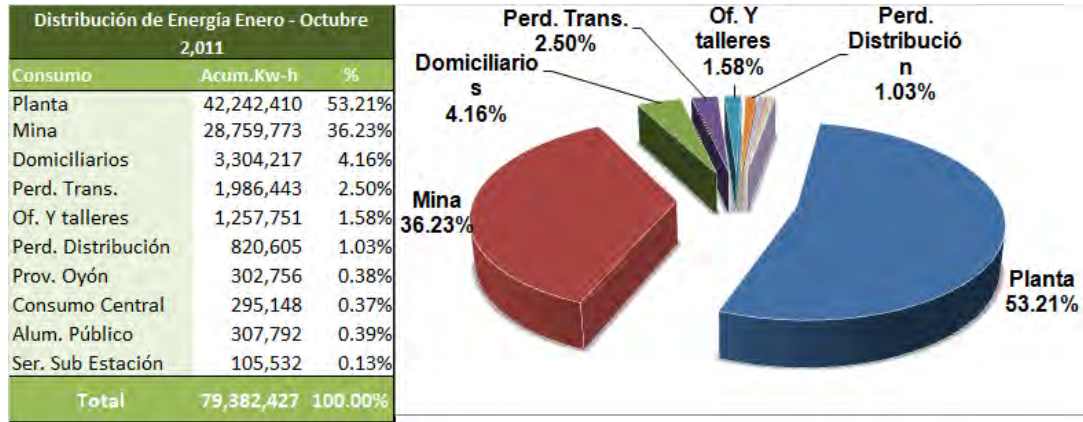
7.3.1 Generación de energía.

| MESES | ENERGÍA | ENERGÍA | ENERGÍA | ENERGÍA | MÁXIMA | CONSUMO |
|--------------|-------------------|------------------|----------------------|-------------------|------------------|-----------------|
| | HIDRÁULICA | DIESEL | KALLPA | TOTAL | DEMANDA | PETRÓLEO |
| | (Kw-h) | (Kw-h) | (Kw-h) | (Kw-h) | (Kw-h) | (GLNS) |
| oct-10 | 1,527,841 | 255 | 5,802,493 | 7,330,589 | 12,045 | 219 |
| nov-10 | 1,848,535 | 17,189 | 6,031,017 | 7,896,741 | 12,595 | 1,336 |
| dic-10 | 2,354,472 | 5,097 | 5,974,679 | 8,334,248 | 13,881 | 559 |
| ene-11 | 2,444,892 | 0 | 6,039,485 | 8,484,377 | 13,684 | 79 |
| feb-11 | 2,219,338 | 0 | 5,816,725 | 8,036,063 | 14,114 | 39 |
| mar-11 | 2,457,748 | 0 | 6,327,813 | 8,785,561 | 14,360 | 92 |
| abr-11 | 1,959,856 | 0 | 2,075,878 | 4,035,734 | 13,714 | 163 |
| may-11 | 2,007,107 | 0 | 6,155,768 | 8,162,875 | 11,158 | 0 |
| jun-11 | 1,718,335 | 23,032 | 6,107,556 | 7,848,923 | 12,649 | 1,805 |
| jul-11 | 1,570,144 | 0 | 6,746,968 | 8,317,112 | 13,124 | 0 |
| ago-11 | 1,349,555 | 0 | 7,022,532 | 8,372,087 | 12,700 | 0 |
| sep-11 | 1,351,400 | 0 | 7,015,584 | 8,366,984 | 13,621 | 0 |
| oct-11 | 1,385,428 | 0 | 7,188,907 | 8,574,335 | 13,441 | 28 |
| TOTAL | 22,809,223 | 45,572.99 | 71,116,498.00 | 78,984,051 | 14,360.00 | 4,291.91 |

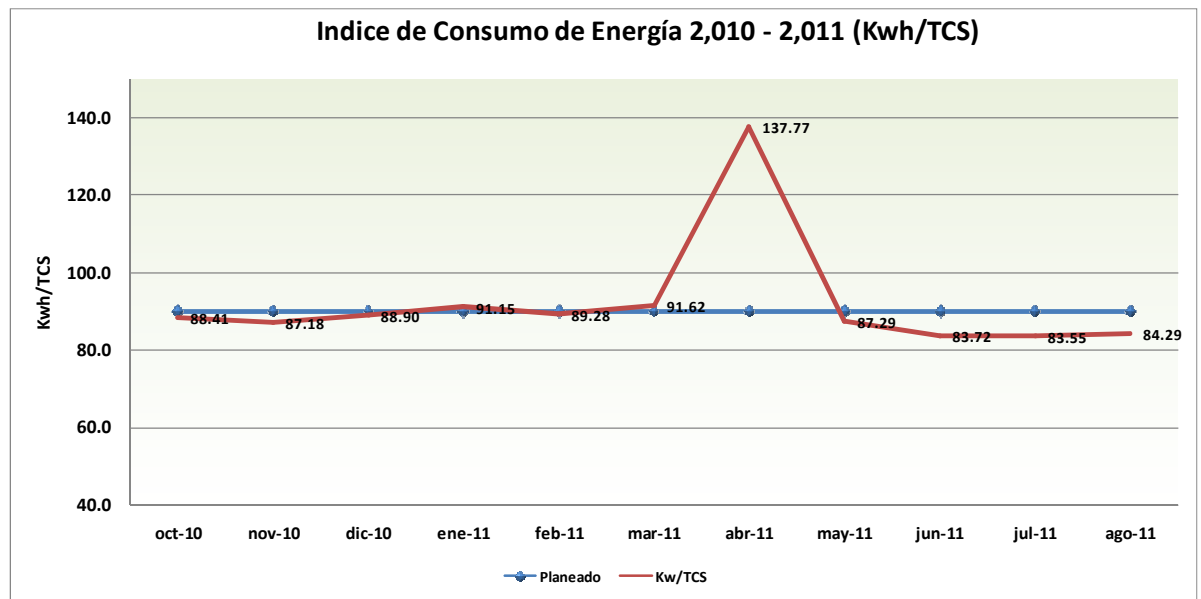
7.3.2 Consumo de energía últimos 12 meses.



7.3.3 Consumo de energía por áreas.



7.3.4 Consumo de energía (KWH/TCS).



7.4 GEOLOGÍA.

7.4.1 INCREMENTAR RESERVAS.

| | |
|--|--|
| Proceso Asociado a la Propuesta: | Búsqueda de mineral |
| Descripción de la Propuesta: | Mantener reservas en la unidad. |
| Indicador de Gestión Relacionado: | Reservas |
| Índice de Control: | 4,447,515 TCS Reservas a 31 Diciembre 2010 (Plata+Zinc+Óxidos) |
| Índice de Control Mejorado: | Mantener las Reservas |

Propuesta:

Avances de Exploraciones y desarrollos:

- 1,500 mt / mes
- Perforación Diamantina:
- Sondajes largos 2,500 mt/mes
- Sondajes cortos y de mediano alcance 2,000 mt/mes.

Cumplimiento:

Las reservas totales de Plata, Plomo-Zinc y Óxidos en el periodo de Enero-Octubre 2011, se resume en el siguiente cuadro:

RESERVAS TOTALES AL 31 DE OCTUBRE DEL 2011

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|------------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| SULFUROS PLATA | 3,565,110 | 14.5 | 1.1 | 1.6 | 10.63 | 3.44 | 16.3 |
| SULFUROS PB-ZN | 645,965 | 5.2 | 4.5 | 6.1 | 3.50 | 3.30 | 13.6 |
| PLATA-OXIDOS | 300,120 | 20.1 | 0.0 | 0.0 | 5.10 | 1.99 | 20.1 |
| TOTAL RESERVAS | 4,511,195 | 13.5 | 1.5 | 2.1 | 9.24 | 3.32 | 16.2 |

El Radio de Cubicación en el periodo Enero-Octubre 2011, es el siguiente:

| | TCS |
|-------------------------------|-----------|
| RESERVAS AL 31 OCTUBRE 2011 | 4,511,195 |
| PRODUCCION ENERO-OCTUBRE 2011 | 889,114 |
| TOTAL ACUMULADO | 5,400,309 |
| RESERVAS AL 31 DICIEMBRE 2010 | 4,447,515 |
| GANANCIAS NETAS | 952,794 |
| MTS DE AVANCE | 15,686 |
| RADIO DE CUBICACION (TCS/m) | 60.74 |

Comparación de reservas por minas

| MINA | RESERVAS AL 31 DICIEMBRE 2010 | RESERVAS AL 31 OCTUBRE 2011 | PRODUCCION ENERO-OCTUBRE 2011 | GANANCIA NETA |
|--------------|-------------------------------|-----------------------------|-------------------------------|----------------|
| CARMEN | 932,005 | 879,385 | 135,477 | 82,857 |
| SOCORRO | 2,358,445 | 2,516,675 | 541,534 | 699,764 |
| HUANTAJALLA | 726,925 | 713,655 | 174,469 | 161,199 |
| CASUALIDAD | 430,140 | 395,705 | 37,634 | 3,199 |
| POZO RICO | 0 | 5,775 | 0 | 5,775 |
| TOTAL | 4,447,515 | 4,511,195 | 889,114 | 952,794 |

El balance nos deja una ganancia neta total de 952,794 TCS que son superiores a las TCS producidas 889,114 TCS, representando un incremento en las reservas totales.

Avances

El promedio de avances Enero-Octubre 2010 fue el siguiente:

| Exploración-Desarrollo | Meta (m/mes) | Cumplimiento (m/mes) | % |
|------------------------|--------------|----------------------|-------|
| Plata-Sulfuros | 1,500 | 1,568.58 | 105.0 |

| Perforación Diamantina | Meta (m/mes) | Cumplimiento (m/mes) | % |
|-------------------------|--------------|----------------------|------------|
| Largo Alcance | 2,500 | 2,039.74 | 82% |
| Mediano y Corto Alcance | 2,000 | 2,296.99 | 115% |
| | 4,500 | 4,336.73 | 96% |

7.4.2 MINA CARMEN.

En este periodo 2011, se trabajaron en las Vetas Ramal Rosalía, Karen, Lucia 2, Karla, Susy, Sistema Raquel y Veta Alexandra, las cuales se exploraron con labores mineras permitiendo aumentar las reservas. En el nivel 4450 se desarrolló la Chimenea 262-R donde se exploró a la Veta Ramal Rosalía definiéndose como una estructura de sulfuros logrando ubicar blocks de mena. En el nivel 4300, se exploró con el Crucero 316NW a la Veta Lucia 2 (Zona antigua de explotación) presentándose como una estructura mineralizada con leyes económicas de plata, complementándose con sondajes diamantinos. También se realizó la chimenea 899 con resultados positivos.

En este mismo nivel, se desarrolló los Cruceros 942NW el cual registró a la Veta Susy como una estructura mineralizada controlada por estratos y el Crucero 102NW el cual exploró una estructura delgada mineralizada del sistema Raquel. Con la Galería 058SW, se exploró a la Veta Alexandra definiéndose como estructura mineralizada angosta con zonas de ensanchamiento de leyes económicas de plata, complementando la exploración se viene desarrollando la Chimenea 058 para explorar la prolongación vertical de la veta Alexandra. Con la Chimenea 986-4 se exploró a la Veta Karla presentándose como una estructura mineralizada delgada. En el nivel 4060, se paralizaron momentáneamente las exploraciones de la veta Irma Viviana por presentarse como una estructura brechada de calcita con bajos valores de plata, queda pendiente realizar chimeneas en la veta carolina y veta Irma Viviana, sobre los block de mena colgados del nivel superior 4120.

Con perforación diamantina se pudo comprobar la prolongación de las Vetas Karen por encima del nivel 4450, la cual viene siendo explotada en el nivel 4400, de igual manera se registró un corte de mineral en la Veta Alexandra por encima del nivel 4240. En el nivel 4300 con sondajes horizontales largos se reconoció a la Veta Amelia con valores

económicos de Plata y Alabandita la misma que fue trabajada en el nivel 4120.

7.4.3 MINA HUANTAJALLA.

En el nivel 4600 se exploró la continuidad de mineral económico del cuerpo Sara, siendo confirmada con la galería 999NE y la chimenea 999 que conecto a material cuaternario a 14m de iniciada esta labor. También se reconoció mineral con valores de plata en la veta Vania con la galería 998NE, actualmente se encuentra realizando la chimenea 998 para confirmar la continuidad de la estructura mineralizada. En el nivel 4550 se exploró con la galería 894NE a la veta Jackie, se registró mineral con valores de plata. Con la galería 974NE, se exploró a la veta Vania como una estructura con valores de plata, confirmada con chimeneas y sondajes cortos.

Asimismo se exploró la continuidad de la veta Esperanza, solo se registró brechas de calcita sin valores. Sondajes diamantinos cortos realizados desde este nivel, en busca de la continuidad de la veta Vania permitieron identificar a la veta Paula con leyes económicas de plata, dicha veta se explorará con el crucero 972NW. En el nivel 4500 se continuó la exploración de la veta Vania con la chimenea 843-855, confirmando los valores de plata registradas en el nivel.

Con la galería 962SW, se exploró al cuerpo Sara como una estructura de calcita sin valores. Asimismo se continúa explorando a la veta Plomopampa 2, registrado como una estructura de calcita con núcleos de sulfuros, sin valores interesantes hasta el momento. En el nivel 4450, se exploró a las vetas: Vania, Esperanza, Angélica y Plomopampa 2 con valores bajos de plata, se iniciarán chimeneas para ver su comportamiento en altura. En el nivel 4180, se retomó, la exploración de las vetas: 3 A y 4 A con el crucero 517SW, registrando a la veta Rosalinda con leyes económicas de plata. Sondajes diamantinos

confirmaron la continuidad de las vetas: 3A y 4A con valores de plata-plomo.

Con perforación diamantina se pudo comprobar la prolongación de las vetas del sistema Mariana asociadas a la falla Marión, las cuales continúan siendo explotadas.

7.4.4 MINA SOCORRO.

En el nivel 4450 se identificó, con sondaje diamantino, la continuidad de la veta Gina Socorro con valores económicos de plata y contenido de alabandita. En el nivel 4360, con la ventana 824 NW, se confirmó mineral económico en la veta Gina Socorro, también se exploró la veta Lesly donde se cubicó mineral marginal. En el nivel 4300 se desarrolló la veta Gina Socorro al NE, registrándose bajos valores en plata y contenido de alabandita; también se exploró la veta Lesly con el crucero 850 NW el cual registró valores económicos en plata con alto contenido de alabandita.

En el nivel 4240 se exploró la veta Lesly la cual nos ha permitido cubicar mineral marginal, se continuará su exploración hacia el SW, para buscar mineral de sulfuros plata con plomo y zinc. En el nivel 4180 se exploró la veta Lesly logrando identificar zonas económicas en plata con plomo y zinc, también se reconoció zonas con bajos valores de plata pero con contenido de plomo y zinc; asociado a esta veta se reconoció al cuerpiño Leyla el cual se cubicó como mineral marginal.

En el nivel 4060 se exploró la veta Gina Socorro en su prolongación al NE incrementando mineral de reserva; también se exploró la veta Deissy y la veta Maricela, registrando zonas con valores económicos en plata con contenido de alabandita. En el nivel 3390 se exploró la Veta Gina Socorro en su prolongación NE ganando mineral de reserva; también se exploró la veta Ramal Vanesa al SW lográndose evidenciar

anchos importantes con bajos valores en plata pero con contenidos económicos en plomo y zinc. En el nivel 3920 se exploró la veta Gina Socorro con la galería 657 NE, incrementando nuestro mineral de reserva, esta exploración se complementó con sondajes diamantinos cortos y con chimeneas sistemáticas; también se exploró la Veta Lilia con la galería 727 en su prolongación NE ganando mineral de reserva. En el nivel 3850 con la galería 665 NE-SW se empezó a desarrollar la Veta Gina Socorro evidenciando mineral económico, se continuará con el crucero 681 SW hasta llegar a la veta Lilia y desarrollarla en su prolongación NE-SW.

7.4.5 MINA POZO RICO.

En el Nivel 460, se terminó el reconocimiento de los lentes, de los cuales el lente 13, confirmo una vetilla de 0.10 m en un tramo de 25 m con buenas leyes. Y los demás se tratan de nódulos dispersos de baja ley y sin potencial.

En el Nivel 280, el crucero 389-SW llego a los 581.75 m, programados para explorar los interceptos del sondaje LM-75-01-2009-09; entre los 346 y 561 m, cortamos un sistema de venillas E-W y NWW-SEE, de 1 a 5 cm de potencia, relleno de calcita con plata roja. Las venillas Carolina (40 m) y Flor (35m), son las de mayor potencia de 0.05 m hasta 0.15 m y leyes de plata y leyes de 12.54 Oz/Ag para la primera y 47.48 Oz/Ag para la segunda. Se termino el reconocimiento del cuerpo Kelly Norte, se trata de un manto de carbonatos de 4x8m con parches de sulfuros y plata roja, que dio 12.54 Oz/Ag. El Cuerpo Kelly Sur, se trata de un cuerpo irregular de brecha al centro piritoso, de 6 m de ancho que dio 2.48 Oz/Ag, 2.91 %Pb, 4.02 %Zn y 13.33 %Mn.

Se hizo una campaña de sondajes cortos horizontales desde el Cx 389-SW en dirección Norte y Sur, definiendo que las venilla mineralizadas no mejoran en potencia. También se hicieron sondajes largos de los cuales

el LM-75-01-2011-02 y 09, cortaron brechas con mineral; el sondaje 002, en 427 y 429 m corto unas brechas calcáreas (Bx Mamita), matriz polvo de roca con sulfuros con promedio de 4.47 Oz/Ag. Y el sondaje 009 entre los 383.75 hasta 432.42 m, corto varios tramos de brecha mineralizada (Bx Blanquita) donde destacan el de 401.00 á 403.20 m que dio 18.63 Oz/Ag y el tramo de 428.85 á 432.45 m que dio 46.89 Oz/Ag.

7.5 CUADRO DETALLADO DE RESERVAS:

AL 31 DE OCTUBRE DEL 2011

RESERVAS MINERALES PLATA-SULFUROS - MINA UCHUCCHACUA

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|------------------|-------------|------------|------------|--------------|-------------|-------------|
| CARMEN | 624,115 | 13.0 | 1.4 | 1.7 | 8.06 | 1.94 | 15.1 |
| CASUALIDAD | 190,150 | 14.6 | 0.9 | 1.5 | 7.43 | 1.58 | 16.2 |
| SOCORRO | 2,286,270 | 15.0 | 1.0 | 1.4 | 12.68 | 4.23 | 16.6 |
| HUANTAJALLA | 464,575 | 14.1 | 1.7 | 2.4 | 5.33 | 2.33 | 16.8 |
| TOTAL RESERVAS | 3,565,110 | 14.5 | 1.1 | 1.6 | 10.63 | 3.44 | 16.3 |

RECURSOS MINERALES PLATA - SULFUROS (PROSPECTIVO)

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|------------------|-------------|------------|------------|--------------|-------------|-------------|
| CARMEN | 322,680 | 14.9 | 1.1 | 1.6 | 7.13 | 2.19 | 16.7 |
| CASUALIDAD | 141,690 | 13.1 | 1.4 | 1.8 | 7.90 | 1.85 | 15.3 |
| SOCORRO | 1,437,595 | 16.0 | 1.0 | 1.3 | 12.83 | 3.48 | 17.5 |
| HUANTAJALLA | 439,585 | 14.2 | 1.9 | 2.5 | 4.38 | 3.43 | 17.2 |
| TOTAL RECURSOS | 2,341,550 | 15.3 | 1.2 | 1.6 | 10.16 | 3.19 | 17.2 |

OTROS MINERALES PLATA SULFUROS

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|--------------------|------------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| SUBMARGINAL | 262,640 | 9.0 | 1.2 | 2.2 | 7.77 | 2.93 | 11.1 |
| BAJA LEY | 1,361,400 | 6.5 | 1.0 | 1.6 | 7.25 | 3.65 | 8.2 |

| | | | | | | | |
|------------------|------------------|-------------|------------|------------|--------------|-------------|-------------|
| POTENCIAL | 1,800,806 | 15.2 | 1.2 | 1.6 | 13.41 | 3.83 | 17.0 |
|------------------|------------------|-------------|------------|------------|--------------|-------------|-------------|

| | | | | | | | |
|--------------------|----------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| INACCESIBLE | 143,425 | 13.3 | 1.0 | 1.6 | 6.33 | 2.75 | 15.0 |
|--------------------|----------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|

RESERVAS MINERALES SULFUROS PB-ZN - MINA UCHUCCHACUA

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|----------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| CARMEN | 187,190 | 5.3 | 4.0 | 5.4 | 7.36 | 4.26 | 12.7 |
| CASUALIDAD | 114,995 | 4.5 | 6.4 | 6.1 | 0.82 | 2.53 | 15.1 |
| SOCORRO | 230,405 | 5.2 | 3.7 | 7.1 | 2.02 | 2.86 | 13.2 |
| HUANTAJALLA | 107,600 | 5.6 | 5.0 | 5.2 | 2.74 | 3.38 | 14.2 |
| POZO RICO | 5,775 | 6.9 | 3.5 | 5.2 | 4.67 | 3.94 | 13.8 |
| TOTAL RESERVAS | 645,965 | 5.2 | 4.5 | 6.1 | 3.50 | 3.30 | 13.6 |

RECURSOS MINERALES SULFUROS PB-ZN (PROSPECTIVO)

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|----------------|------------|------------|------------|------------|------------|-------------|
| CARMEN | 101,755 | 6.4 | 4.5 | 4.1 | 6.88 | 3.64 | 13.8 |
| CASUALIDAD | 280,350 | 3.6 | 5.9 | 8.0 | 0.66 | 8.21 | 14.6 |
| SOCORRO | 105,220 | 5.9 | 4.1 | 6.9 | 1.02 | 3.07 | 14.3 |
| HUANTAJALLA | 80,900 | 4.4 | 6.0 | 4.9 | 2.68 | 4.08 | 14.0 |
| JANCAPATA | 59,656 | 3.2 | 7.6 | 11.5 | 0.00 | 2.72 | 18.1 |
| TOTAL RECURSOS | 627,881 | 4.5 | 5.5 | 7.1 | 1.9 | 5.6 | 14.7 |

OTROS MINERALES SULFUROS PB-ZN

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|--------------------|----------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| SUBMARGINAL | 117,650 | 3.7 | 3.5 | 6.1 | 1.58 | 2.46 | 11.0 |
| BAJA LEY | 368,800 | 3.4 | 2.0 | 5.7 | 2.58 | 2.67 | 8.7 |

| | | | | | | | |
|------------------|----------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| POTENCIAL | 663,440 | 6.2 | 6.6 | 6.8 | 4.04 | 2.86 | 17.5 |
|------------------|----------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|

| | | | | | | | |
|--------------------|----------|------------|------------|------------|-------------|-------------|------------|
| INACCESIBLE | 0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.00 | 0.00 | 0.0 |
|--------------------|----------|------------|------------|------------|-------------|-------------|------------|

RESERVAS MINERALES PLATA-OXIDOS - MINA UCHUCCHACUA

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|----------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| CARMEN | 68,080 | 15.8 | 0.0 | 0.0 | 6.11 | 1.90 | 15.8 |
| CASUALIDAD | 90,560 | 20.2 | 0.0 | 0.0 | 4.14 | 1.61 | 20.2 |
| HUANTAJALLA | 141,480 | 22.1 | 0.0 | 0.0 | 5.23 | 2.28 | 22.1 |
| TOTAL RESERVAS | 300,120 | 20.1 | 0.0 | 0.0 | 5.10 | 1.99 | 20.1 |

RECURSOS MINERALES PLATA-OXIDOS (PROSPECTIVO)

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|----------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| CARMEN | 17,385 | 21.6 | 0.0 | 0.0 | 6.33 | 1.43 | 21.6 |
| CASUALIDAD | 48,145 | 21.1 | 0.0 | 0.0 | 0.82 | 1.45 | 21.1 |
| HUANTAJALLA | 129,650 | 20.8 | 0.0 | 0.0 | 9.97 | 3.04 | 20.8 |
| TOTAL RECURSOS | 195,180 | 20.9 | 0.0 | 0.0 | 7.39 | 2.51 | 20.9 |

OTROS MINERALES PLATA - OXIDOS

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|--------------------|---------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| SUBMARGINAL | 12,825 | 10.9 | 0.0 | 0.0 | 0.32 | 1.79 | 10.9 |
| BAJA LEY | 10,970 | 8.5 | 0.0 | 0.0 | 0.28 | 1.36 | 8.5 |

| | | | | | | | |
|------------------|----------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| POTENCIAL | 154,040 | 17.3 | 0.0 | 0.0 | 4.17 | 1.61 | 17.3 |
|------------------|----------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|

| | | | | | | | |
|--------------------|--------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| INACCESIBLE | 5,825 | 15.9 | 0.0 | 0.0 | 0.00 | 1.67 | 15.9 |
|--------------------|--------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|

TOTAL RESERVAS MINERALES UNIDAD - MINA UCHUCCHACUA

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|------------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| SULFUROS PLATA | 3,565,110 | 14.5 | 1.1 | 1.6 | 10.63 | 3.44 | 16.3 |
| SULFUROS PB-ZN | 645,965 | 5.2 | 4.5 | 6.1 | 3.50 | 3.30 | 13.6 |
| PLATA-OXIDOS | 300,120 | 20.1 | 0.0 | 0.0 | 5.10 | 1.99 | 20.1 |
| TOTAL RESERVAS | 4,511,195 | 13.5 | 1.5 | 2.1 | 9.24 | 3.32 | 16.2 |

RECURSOS MINERALES UNIDAD (PROSPECTIVO)

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|------------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| SULFUROS PLATA | 2,341,550 | 15.3 | 1.2 | 1.6 | 10.16 | 3.19 | 17.2 |
| SULFUROS PB-ZN | 627,881 | 4.5 | 5.5 | 7.1 | 1.93 | 5.55 | 14.7 |
| PLATA-OXIDOS | 195,180 | 20.9 | 0.0 | 0.0 | 7.39 | 2.51 | 20.9 |
| TOTAL RECURSOS | 3,164,611 | 13.5 | 2.0 | 2.6 | 8.36 | 3.62 | 17.0 |

OTROS MINERALES UNIDAD

| SUB-MARGINAL | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|---------------------------|----------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| SULFUROS PLATA | 262,640 | 9.0 | 1.2 | 2.2 | 7.77 | 2.93 | 11.1 |
| SULFUROS PB-ZN | 117,650 | 3.7 | 3.5 | 6.1 | 1.58 | 2.46 | 11.0 |
| PLATA-OXIDOS | 12,825 | 10.9 | 0.0 | 0.0 | 0.32 | 1.79 | 10.9 |
| TOTAL SUB-MARGINAL | 393,115 | 7.5 | 1.8 | 3.3 | 5.67 | 2.76 | 11.0 |

| BAJA LEY | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|------------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| SULFUROS PLATA | 1,361,400 | 6.5 | 1.0 | 1.6 | 7.25 | 3.65 | 8.2 |
| SULFUROS PB-ZN | 368,800 | 3.4 | 2.0 | 5.7 | 2.58 | 2.67 | 8.7 |
| PLATA-OXIDOS | 10,970 | 8.5 | 0.0 | 0.0 | 0.28 | 1.36 | 8.5 |
| TOTAL BAJA LEY | 1,741,170 | 5.9 | 1.2 | 2.4 | 6.22 | 3.43 | 8.3 |

| POTENCIAL | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|------------------------|------------------|-------------|------------|------------|--------------|-------------|-------------|
| SULFUROS PLATA | 1,800,806 | 15.2 | 1.2 | 1.6 | 13.41 | 3.83 | 17.0 |
| SULFUROS PB-ZN | 663,440 | 6.2 | 6.6 | 6.8 | 4.04 | 2.86 | 17.5 |
| PLATA-OXIDOS | 154,040 | 17.3 | 0.0 | 0.0 | 4.17 | 1.61 | 17.3 |
| TOTAL POTENCIAL | 2,618,286 | 13.0 | 2.5 | 2.9 | 10.49 | 3.46 | 17.2 |

| INACCESIBLE | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|------------------------------|----------------|---------------|-------------|-------------|-------------|--------------|--------------------|
| SULFUROS PLATA | 143,425 | 13.3 | 1.0 | 1.6 | 6.33 | 2.75 | 15.0 |
| SULFUROS PB-ZN | 0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.00 | 0.00 | 0.0 |
| PLATA-OXIDOS | 5,825 | 15.9 | 0.0 | 0.0 | 0.00 | 1.67 | 15.9 |
| TOTAL INACCESIBLE | 149,250 | 13.4 | 1.0 | 1.6 | 6.09 | 2.70 | 15.1 |

7.6 OBJETIVOS 2012

❖ Incrementar Reservas.

| | |
|--|---|
| Proceso Asociado a la Propuesta: | Búsqueda de mineral |
| Descripción de la Propuesta: | Mantener reservas en la unidad. |
| Indicador de Gestión Relacionado: | Reservas |
| Índice de Control: | 4,447,515 TCS Reservas a 31 Diciembre 2010 (Plata+Zinc+Óxidos) |
| Índice de Control Mejorado: | Mantener las Reservas |

Propuesta:

Avances de Exploraciones y desarrollos:

- 1,950 mt / mes

Perforación Diamantina:

- Sondajes largos 2,500 mt/mes
- Sondajes cortos y de mediano alcance 2,000 mt/mes.

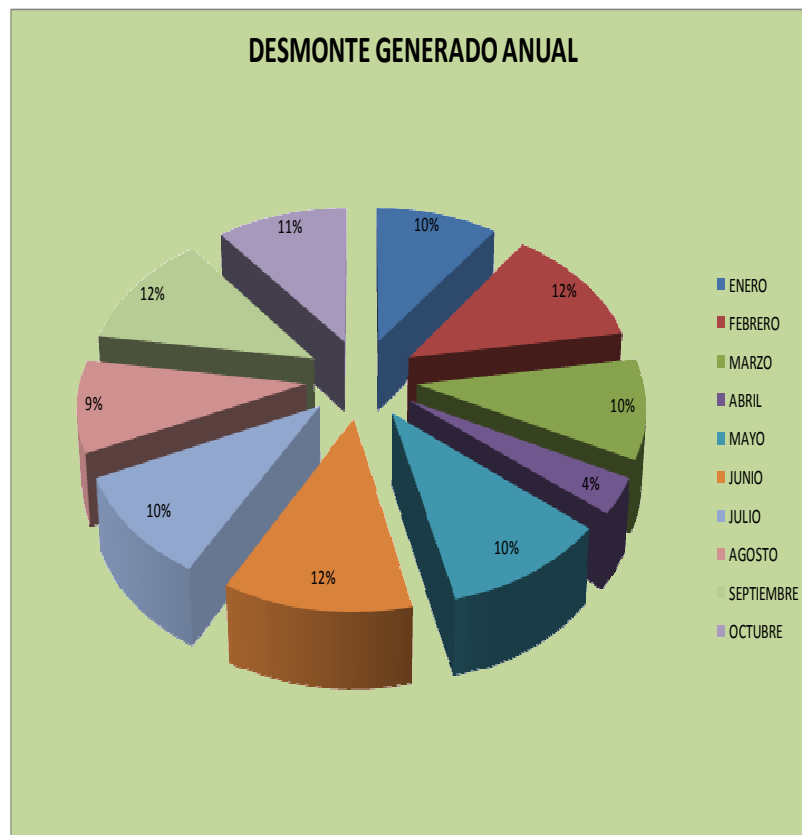
7.7 CONTROL DE DESMONTE

La cantidad desmonte que es evacuado a superficie es de **152,621.65**

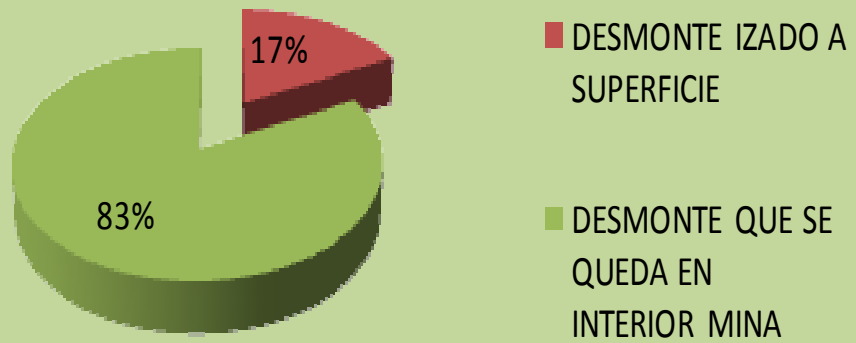
TMH representando el **17 %** del total que se ha generar a la fecha.

| DESMONTE GENERADO ANUAL | | | |
|--|------------|------------|------------|
| MES | Izado | Generado | % |
| ENERO | 4,118.80 | 87,259.00 | 9.97% |
| FEBRERO | 19,493.60 | 108,678.56 | 12.42% |
| MARZO | 18,452.00 | 87,376.89 | 9.99% |
| ABRIL | 20,988.80 | 31,154.43 | 3.56% |
| MAYO | 15,472.00 | 91,299.85 | 10.44% |
| JUNIO | 19,114.40 | 101,950.90 | 11.65% |
| JULIO | 10,180.80 | 89,028.58 | 10.18% |
| AGOSTO | 16,372.50 | 80,150.79 | 9.16% |
| SEPTIEMBRE | 14,910.00 | 104,719.66 | 11.97% |
| OCTUBRE | 13,518.75 | 93,283.56 | 10.66% |
| Promedio | 15,262.17 | 87,490.22 | 10.00% |
| Total | 152,621.65 | 874,902.23 | 77.37% |
| DESMONTE IZADO A SUPERFICIE | | | 152,621.65 |
| DESMONTE QUE SE QUEDA EN INTERIOR MINA | | | 722,280.58 |

Como se observa en los Gráficos el **17 %** del desmonte generado es extraído a superficie, razón por la cual se viene trabajando fuertemente en las labores de preparaciones, para que el desmonte re circule en los tajos y se use como relleno detrítico.



Desmante Mina 2011



7.8 REGISTRO DEL CONSUMO DE AGUA

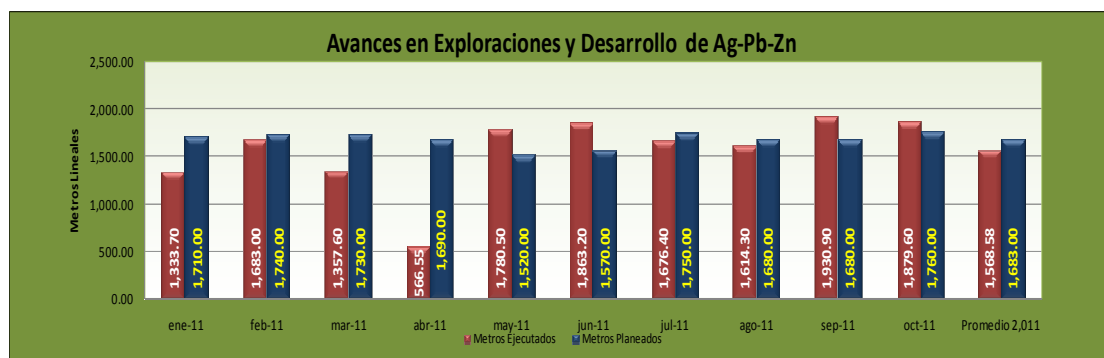
El consumo de agua a la fecha es de **85,929.53 m³**, a continuación se detalla:

| RESUMEN CONSUMO DE AGUA UCHUCCHACUA - 2011 | | | | | | | | | |
|--|---------------------------------------|--------------------------------|--|--------------------------------|--|--------------------------------|--|--------------------------------|--|
| MES | Consumo x mes (Total m ³) | SOCORRO | | CARMEN | | CASUALIDAD | | HUANTAJALLA | |
| | | Consumo de agua m ³ | Consumo de agua m ³ - Acumulado | Consumo de agua m ³ | Consumo de agua m ³ - Acumulado | Consumo de agua m ³ | Consumo de agua m ³ - Acumulado | Consumo de agua m ³ | Consumo de agua m ³ - Acumulado |
| ENERO | 8,362.01 | 4,774.69 | 4,774.69 | 1,525.74 | 1,525.74 | 100.41 | 100.41 | 1,961.17 | 1,961.17 |
| FEBRERO | 9,515.97 | 5,429.20 | 10,203.89 | 1,671.86 | 3,197.60 | 94.26 | 194.67 | 2,320.64 | 4,281.81 |
| MARZO | 8,372.19 | 4,822.10 | 15,025.99 | 1,282.85 | 4,480.45 | 91.62 | 286.30 | 2,175.62 | 6,457.43 |
| ABRIL | 3,885.78 | 2,503.30 | 17,529.29 | 575.35 | 5,055.80 | 56.33 | 342.63 | 750.80 | 7,208.23 |
| MAYO | 9,387.19 | 5,456.54 | 22,985.83 | 1,050.80 | 6,106.59 | 304.15 | 646.78 | 2,575.70 | 9,783.93 |
| JUNIO | 9,594.02 | 5,079.40 | 28,065.22 | 1,403.37 | 7,509.97 | 282.93 | 929.71 | 2,828.32 | 12,612.25 |
| JULIO | 9,108.43 | 4,611.78 | 32,677.01 | 1,460.94 | 8,970.90 | 181.76 | 1,111.47 | 2,853.95 | 15,466.20 |
| AGOSTO | 8,053.96 | 4,402.05 | 37,079.05 | 1,410.22 | 10,381.13 | 178.91 | 1,290.38 | 2,062.78 | 17,528.98 |
| SEPTIEMBRE | 10,124.51 | 5,281.63 | 42,360.68 | 1,657.85 | 12,038.98 | 295.24 | 1,585.62 | 2,889.79 | 20,418.77 |
| OCTUBRE | 9,525.48 | 4,737.72 | 47,098.40 | 1,439.82 | 13,478.80 | 263.49 | 1,849.11 | 3,084.45 | 23,503.22 |
| PROMEDIO | 8,592.95 | 4,709.84 | 25,780.01 | 1,347.88 | 7,274.60 | 184.91 | 833.71 | 2,350.32 | 11,922.20 |
| CONSUMO /MINAS: | | 47,098.40 | | 13,478.80 | | 1,849.11 | | 23,503.22 | |
| REGISTRO DE CONSUMO ANUAL DE AGUA (m³) | | | | 85,929.53 | | | | | |

7.9 EXPLORACIONES.

Los avances durante los meses de Enero – Octubre, de un programado de **16,830.00 m.** se ha logrado desarrollar a la fecha **15,685.75 m.** siendo esto un **93.20%** de cumplimiento con lo programado.

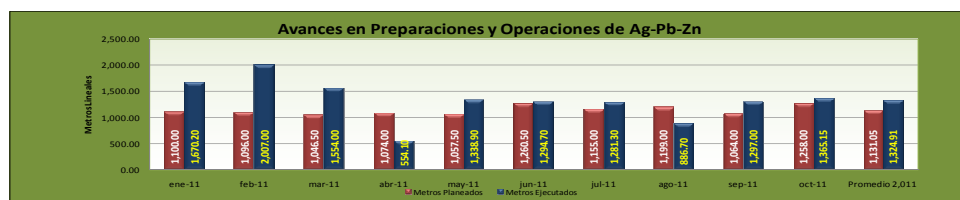
| Avances en Exploraciones y Desarrollo de Sulfuros de Ag-Pb-Zn | | | | | | | | | | | | |
|---|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------------|-----------|
| | ene-11 | feb-11 | mar-11 | abr-11 | may-11 | jun-11 | jul-11 | ago-11 | sep-11 | oct-11 | Promedio 2,011 | Total |
| Metros Planeados | 1,710.00 | 1,740.00 | 1,730.00 | 1,690.00 | 1,520.00 | 1,570.00 | 1,750.00 | 1,680.00 | 1,680.00 | 1,760.00 | 1,683.00 | 16,830.00 |
| Metros Ejecutados | 1,333.70 | 1,683.00 | 1,357.60 | 566.55 | 1,780.50 | 1,863.20 | 1,676.40 | 1,614.30 | 1,930.90 | 1,879.60 | 1,568.58 | 15,685.75 |



7.10 PREPARACIONES Y OPERACIÓN MINA

Durante los meses (Enero - Octubre), se ha venido trabajando arduamente para mejorar la infraestructura de Los tajos, para dar mayor seguridad y ser más eficientes en nuestras operaciones, obteniéndose un avance de **13,249.05 m** que representa un **117.14 %** de un programado de **11,310.50 m.**

| Avances en Preparaciones y Operación Mina | | | | | | | | | | | | |
|---|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------------|-----------|
| | ene-11 | feb-11 | mar-11 | abr-11 | may-11 | jun-11 | jul-11 | ago-11 | sep-11 | oct-11 | Promedio 2,011 | Total |
| Metros Planeados | 1,100.00 | 1,096.00 | 1,046.50 | 1,074.00 | 1,057.50 | 1,260.50 | 1,155.00 | 1,199.00 | 1,064.00 | 1,258.00 | 1,131.05 | 11,310.50 |
| Metros Ejecutados | 1,670.20 | 2,007.00 | 1,554.00 | 554.10 | 1,338.90 | 1,294.70 | 1,281.30 | 886.70 | 1,297.00 | 1,365.15 | 1,324.91 | 13,249.05 |



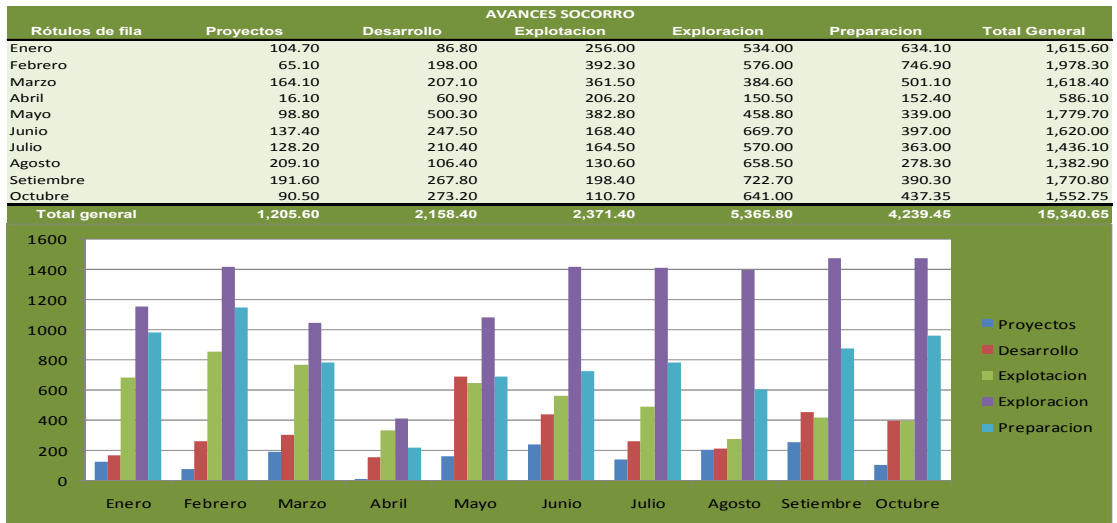
A. MINA SOCORRO

La producción de la mina Socorro es de **537,534.79 TCS** de un programado de **583,320.49 TCS** que representa un **92.15%** de

cumplimiento, la mina Socorro representa un **61.61%** de la producción total de la UEA Uchucchacua, con una ley promedio de **12.83 Oz-Ag**, **0.82 %Pb**, **0.99 %Zn**, **10.51 %Mn** con un cumplimiento de **88.36 %** de lo programado en la entrega de leyes.



Además, se logró un avance lineal en labores de exploración y desarrollo de **7,524.20 m**, y en las preparaciones y explotación **6,610.85 m** haciendo un total de **14,135.05 m** que representa un **52.38%** de los avances de la unidad.

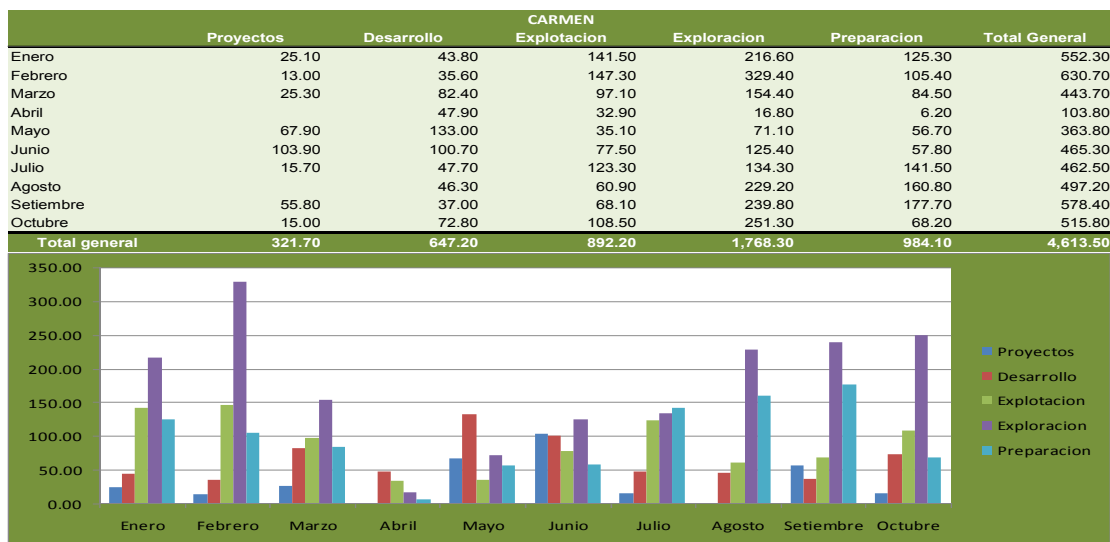


B. MINA CARMEN

La producción de la Mina Carmen fue de **129,398.80 TCS** de un programado de **131,263.31 TCS** que representa un **98.58%** de cumplimiento, la mina Carmen representa un **14.83%** de la producción total de la UEA Uchucchacua, con una ley promedio de **11.71 Oz-Ag**, **0.74 %Pb**, **1.11% Zn**, **9.05% Mn** con un cumplimiento de 86.91 % de lo programado en la entrega de leyes.



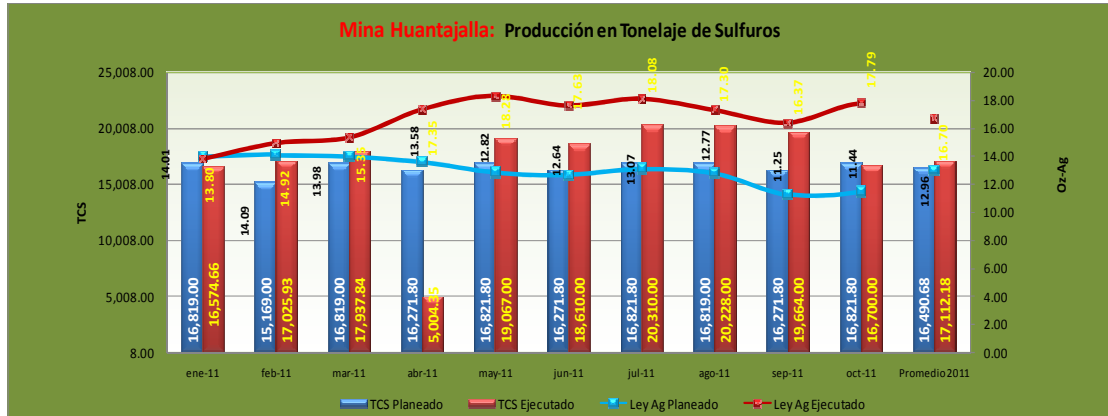
Se logró un avance lineal en labores de exploración y desarrollo de **2,415.50 m**, y en las preparaciones y explotación, **1,876.32 m** haciendo un total de **4,291.82 m**. que representa un **15.75%** de los avances de la unidad.



C. MINA HUANTAJALLA

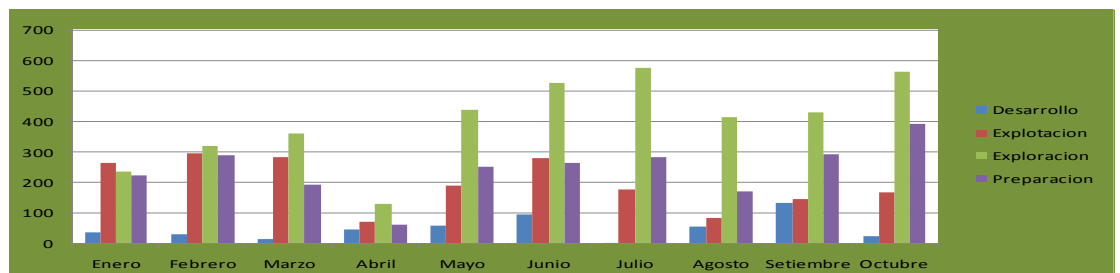
La producción de la Mina Huantajalla fue de **171,121.78 TCS** de un programado de **164,906.80 TCS** con un **103.77%** de cumplimiento, la mina Huantajalla representa un **19.61 %** de la producción total de la UEA Uchucchacua, con una ley promedio de **16.70 Oz-Ag, 0.98 %Pb, 1.65 %Zn, 6.44 %Mn** con un cumplimiento de **95.35 %** de lo programado en la entrega de leyes.

| | HUANTAJALLA | | | | | | | | | | Promedio 2011 | Total |
|------------------|-------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|---------------|------------|
| | ene-11 | feb-11 | mar-11 | abr-11 | may-11 | jun-11 | jul-11 | ago-11 | sep-11 | oct-11 | | |
| TCS Planeado | 16,819.00 | 15,169.00 | 16,819.00 | 16,271.80 | 16,821.80 | 16,271.80 | 16,821.80 | 16,819.00 | 16,271.80 | 16,821.80 | 16,490.68 | 164,906.80 |
| TCS Ejecutado | 16,574.66 | 17,025.93 | 17,937.84 | 5,004.35 | 19,067.00 | 18,610.00 | 20,310.00 | 20,228.00 | 19,664.00 | 16,700.00 | 17,112.18 | 171,121.78 |
| Ley Ag Planeado | 14.01 | 14.09 | 13.98 | 13.58 | 12.82 | 12.64 | 13.07 | 12.77 | 11.25 | 11.44 | 12.96 | |
| Ley Ag Ejecutado | 13.80 | 14.92 | 15.35 | 17.35 | 18.28 | 17.63 | 18.08 | 17.30 | 16.37 | 17.79 | 16.70 | |
| %Mn Planeado | 7.65 | 7.74 | 6.96 | 6.09 | 5.51 | 5.21 | 5.24 | 4.99 | 4.04 | 4.11 | 5.74 | |
| %Mn Ejecutado | 6.92 | 7.00 | 7.37 | 5.56 | 5.88 | 6.06 | 6.45 | 6.08 | 6.20 | 6.45 | 6.44 | |
| %Pb Planeado | 1.34 | 1.34 | 1.43 | 1.45 | 1.56 | 1.59 | 1.61 | 1.50 | 1.50 | 1.50 | 1.48 | |
| %Pb ejecutado | 1.07 | 1.20 | 1.04 | 1.00 | 0.96 | 1.00 | 0.91 | 0.78 | 0.91 | 1.02 | 0.98 | |
| %Zn Planeado | 2.03 | 2.02 | 2.13 | 2.25 | 2.30 | 2.30 | 2.30 | 2.30 | 2.30 | 2.30 | 2.22 | |
| %Zn Ejecutado | 2.02 | 1.77 | 1.72 | 1.52 | 1.54 | 1.68 | 1.55 | 1.32 | 1.65 | 1.69 | 1.65 | |



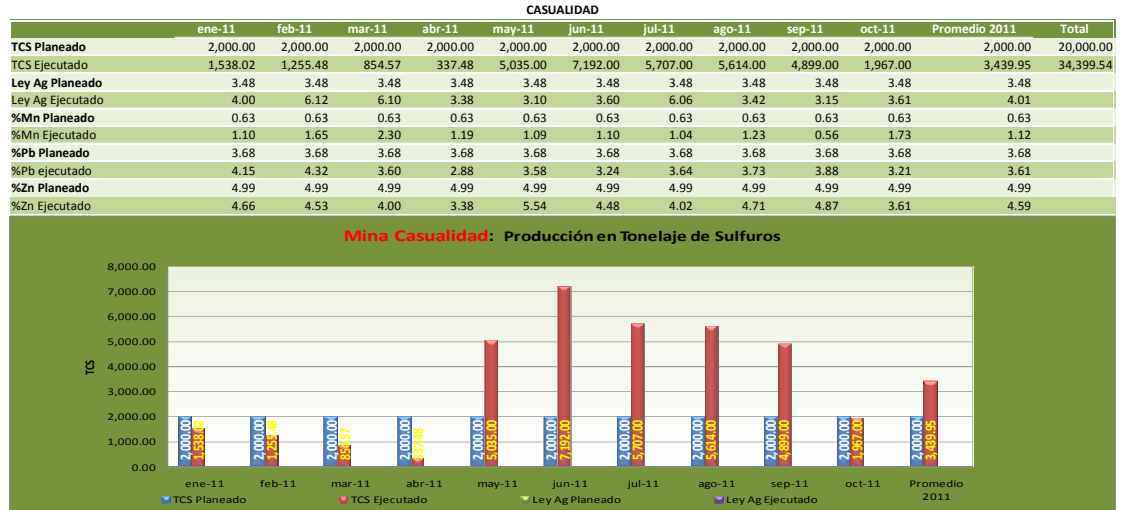
Se logró un avance lineal en labores de exploración y desarrollo de **4,500.8 m**, y en las preparaciones y explotación de **4,378.6 m** haciendo un total de **8,879.40 m**. que representa un **30.32%** de los avances de la unidad.

| Rótulos de fila | AVANCES HUANTAJALLA | | | | | Total general |
|----------------------|---------------------|-----------------|-----------------|-----------------|--|-----------------|
| | Desarrollo | Explotacion | Exploracion | Preparacion | | |
| Enero | 38.1 | 264 | 236.7 | 223.7 | | 762.5 |
| Febrero | 30 | 295.9 | 321.4 | 288.5 | | 935.8 |
| Marzo | 16 | 283.5 | 360.6 | 191.6 | | 851.7 |
| Abril | 45.6 | 70.8 | 131 | 61.9 | | 309.3 |
| Mayo | 58.9 | 188.4 | 438.3 | 250.6 | | 936.2 |
| Junio | 96.6 | 278.6 | 525.8 | 265.4 | | 1166.4 |
| Julio | 3.8 | 176.1 | 575.1 | 282.6 | | 1037.6 |
| Agosto | 55.7 | 85.2 | 415.1 | 170.9 | | 726.9 |
| Setiembre | 134.4 | 147.4 | 430.8 | 293.5 | | 1006.1 |
| Octubre | 24.1 | 169.3 | 562.8 | 390.7 | | 1146.9 |
| Total general | 503.20 | 1,959.20 | 3,997.60 | 2,419.40 | | 8,879.40 |



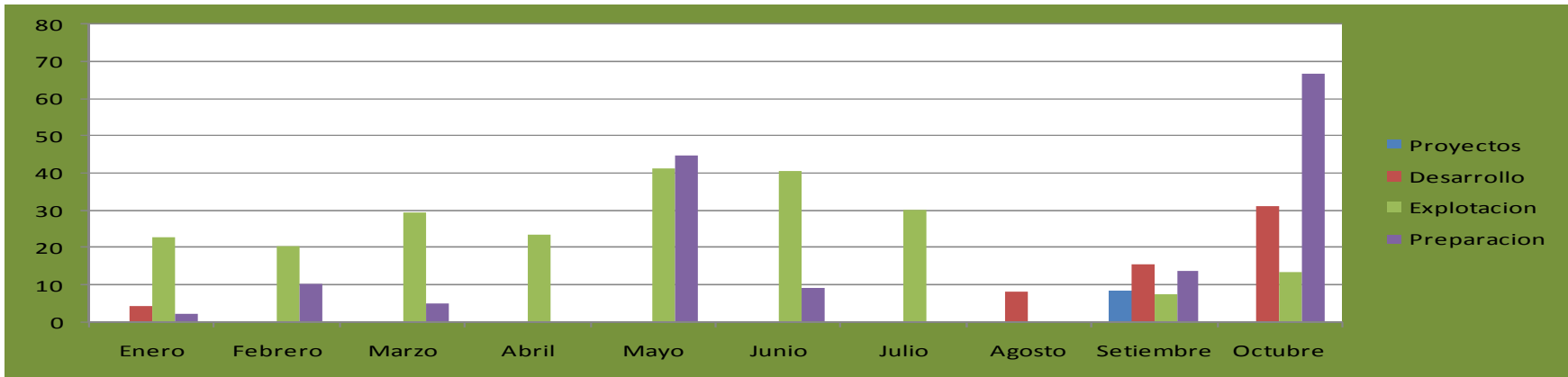
D. MINA CASUALIDAD

La producción de la Mina Casualidad fue de **34,399.54 TCS**, de un programado de **20,000.00 TCS** con un **172.00%** de cumplimiento, la mina Casualidad representa un **3.94%** de la producción total de la UEA Uchucchacua, con una ley promedio de **4.01 Oz-Ag**, **3.61% Pb**, **4.59% Zn**, **1.12% Mn**. con un cumplimiento de **120.50 %** de lo programado en la entrega de leyes.



Se logró un avance lineal en labores de exploración y desarrollo de **239.0 m**, y en las preparaciones y explotación, **212.8 m** haciendo un total de **451.80 m**. que representa un **1.18%** de los avances de la unidad.

| Rótulos de fila | AVANCES CASUALIDAD | | | | Total general |
|----------------------|--------------------|--------------|---------------|---------------|---------------|
| | Desarrollo | Explotacion | Exploracion | Preparacion | |
| Enero | | 4.5 | 23 | 2.6 | 30.1 |
| Febrero | | | 20.4 | 10.3 | 30.7 |
| Marzo | | | 29.5 | 5.2 | 34.7 |
| Abril | | | 23.7 | | 23.7 |
| Mayo | | | 41.5 | 44.8 | 86.3 |
| Junio | | | 40.6 | 9.4 | 50 |
| Julio | | | 30.3 | | 30.3 |
| Agosto | | 8.5 | | | 8.5 |
| Setiembre | 8.6 | 15.6 | 7.8 | 13.8 | 45.8 |
| Octubre | | 31.3 | 13.6 | 66.8 | 111.7 |
| Total general | 8.60 | 59.90 | 230.40 | 152.90 | 451.80 |



| Flotación 1 | Peso | | Leyes | | | | Contenido Metálico | | | Distribución | | | | | |
|-------------------|-------------|--------|--------------|-------------|-------------|--------------|--------------------|--------------|-----------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------|--------|
| | TCS | % | Oz.Ag | % Pb | % Zn | %Mn | %Fe | Oz. Ag | Pb/TCS | Zn/TCS | %Ag | %Pb | %Zn | %Mn | %Fe |
| Cabeza | 882,000.000 | 100.00 | 13.15 | 1.03 | 1.33 | 12.86 | 5.41 | 11,600,749.5 | 9,073.000 | 11,741.537 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Concentrado Pb-Ag | 32,463.270 | 3.68 | 227.28 | 22.22 | 1.54 | 18.57 | 14.25 | 7,378,221.1 | 7,212.456 | 499.383 | 63.60 | 79.49 | 4.25 | 5.32 | 9.69 |
| Concentrado Zn-Ag | 16,368.907 | 1.86 | 21.98 | 0.98 | 31.83 | 13.69 | 9.56 | 359,767.6 | 160.349 | 5,210.119 | 3.10 | 1.77 | 44.37 | 1.98 | 3.28 |
| Concentrado Py | 31,409.801 | 3.56 | 33.24 | | | | | 1,044,067.5 | | | 9.00 | | | | |
| Onzas Ag Conc Py | | | | | | | | 522,033.7 | | | 4.50 | | | | |
| | | | | | | | | | | | 71.20 | 79.49 | 44.37 | | |

| Flotación 2 | Peso | | Leyes | | | | Contenido Metálico | | | Distribución | | | | | |
|-------------------|-------------|--------|--------------|-------------|-------------|-------------|--------------------|-------------|-----------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------|--------|
| | TCS | % | Oz.Ag | % Pb | % Zn | %Mn | %Fe | Oz. Ag | Pb/TCS | Zn/TCS | %Ag | %Pb | %Zn | %Mn | %Fe |
| Cabeza | 198,000.000 | 100.00 | 12.46 | 1.48 | 2.24 | 5.15 | 8.38 | 2,467,451.4 | 2,935.263 | 4,437.463 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Concentrado Pb-Ag | 8,747.176 | 4.42 | 187.43 | 30.18 | 4.80 | 8.75 | 14.52 | 1,639,457.3 | 2,639.833 | 420.003 | 66.44 | 89.94 | 9.46 | 7.50 | 7.66 |
| Concentrado Zn-Ag | 6,524.644 | 3.30 | 16.74 | 0.64 | 45.67 | 3.24 | 13.52 | 109,204.0 | 41.457 | 2,979.715 | 4.43 | 1.41 | 67.15 | 2.07 | 5.32 |
| | | | | | | | | | | | 70.87 | 89.94 | 67.15 | | |

| Total Flotación | Peso | | Leyes | | | | Contenido Metálico | | | Distribución | | | | | |
|-------------------|----------------------|--------|--------------|-------------|-------------|--------------|--------------------|--------------------|------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------|--------|
| | TCS | % | Oz.Ag | % Pb | % Zn | %Mn | %Fe | Oz. Ag | Pb/TCS | Zn/TCS | %Ag | %Pb | %Zn | %Mn | %Fe |
| Cabeza | 1,080,000.000 | 100.00 | 13.03 | 1.11 | 1.50 | 11.45 | 5.95 | 14,068,200.9 | 12,008.263 | 16,179.000 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Concentrado Pb-Ag | 41,210.446 | 3.82 | 218.82 | 23.91 | 2.23 | 16.49 | 14.31 | 9,017,678.4 | 9,852.289 | 919.386 | 64.10 | 82.05 | 5.68 | 5.50 | 9.17 |
| Concentrado Zn-Ag | 22,893.551 | 2.12 | 20.48 | 0.88 | 35.77 | 10.72 | 10.69 | 468,971.6 | 201.806 | 8,189.834 | 3.33 | 1.68 | 50.62 | 1.98 | 3.80 |
| Concentrado Py | 31,409.801 | 2.91 | 33.24 | | | | | 1,044,067.5 | | | 7.42 | | | | |
| Onzas Ag Conc Py | | | | | | | | 522,033.7 | | | 3.71 | | | | |
| | | | | | | | | | | | 71.14 | 82.05 | 50.62 | | |

| Cianuración | Peso | | Ley | | Contenido | | Distribución | |
|----------------------|------------|---|-------|---|------------------|-------|--------------|--------|
| | TCS | % | Oz.Ag | % | Oz. Ag | % Rec | | |
| Conc. Pirita | 31,409.801 | | 33.24 | | 1,044,067.5 | | | 100.00 |
| Onzas Ag Conc Py | | | | | 522,033.7 | | | 50.00 |
| Mesapata | 0.000 | | 0.00 | | 0.0 | | | 100.00 |
| Onzas Ag Conc Py | | | | | 0.0 | | | 0.00 |
| Oxidos | 0.000 | | 0.00 | | 0.0 | | | 100.00 |
| Onzas Ag Conc Py | | | | | 0.0 | | | 0.00 |
| Cabeza Cianuración | 31,409.801 | | 33.24 | | 1,044,067.5 | | | 100.00 |
| Onzas Ag Recuperadas | | | | | 522,033.7 | | | 50.00 |

| Total Producción Año | Oz. Ag | Pb/TCS | Zn/TCS |
|----------------------|---------------------|------------------|------------------|
| | 10,008,683.7 | 9,852.289 | 8,189.834 |

7.11 COSTOS Y PRESUPUESTOS. 2,011

| PRESUPUESTO 2,011 | | | | | | | | | | | | | | |
|-------------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|--------------------|
| Area | Ene-11 | Feb-11 | Mar-11 | Abr-11 | may-11 | Jun-11 | Jul-11 | Ago-11 | Sep-11 | Oct-11 | Nov-11 | Dic-11 | Prom.Mensual | Presup.Anual |
| Almacén | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 61,405 | 736,860 |
| Contabilidad | 30,947 | 34,009 | 34,014 | 34,014 | 34,014 | 34,014 | 34,014 | 34,014 | 34,014 | 34,014 | 34,014 | 34,014 | 33,758 | 405,096 |
| Geología | 558,499 | 558,452 | 557,499 | 557,372 | 557,419 | 559,872 | 557,294 | 557,372 | 556,294 | 562,247 | 557,419 | 559,872 | 558,301 | 6,699,611 |
| Ingeniería | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 34,556 | 414,672 |
| Laboratorio | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 64,286 | 771,432 |
| Mantenimiento General | 1,510,650 | 1,547,346 | 1,620,780 | 1,567,878 | 1,679,546 | 1,610,550 | 1,643,270 | 1,622,569 | 1,619,110 | 1,601,956 | 1,613,195 | 1,550,142 | 1,598,916 | 19,186,992 |
| Medio Ambiente | 73,741 | 73,741 | 68,573 | 68,573 | 68,573 | 68,573 | 68,573 | 68,573 | 68,573 | 68,573 | 68,573 | 68,573 | 69,434 | 833,212 |
| Minas | 4,999,045 | 4,999,045 | 4,999,045 | 4,999,045 | 4,999,045 | 4,879,045 | 4,879,045 | 4,879,045 | 4,879,045 | 4,879,045 | 4,879,045 | 4,879,045 | 4,929,045 | 59,148,540 |
| Planeamiento | 104,863 | 104,863 | 106,363 | 104,663 | 105,363 | 104,663 | 105,363 | 105,463 | 105,363 | 104,663 | 105,363 | 104,663 | 105,138 | 1,261,656 |
| Planta de Procesos | 1,474,328 | 1,455,331 | 1,460,331 | 1,456,831 | 1,454,331 | 1,454,331 | 1,473,328 | 1,452,331 | 1,457,331 | 1,454,831 | 1,452,331 | 1,452,331 | 1,458,164 | 17,497,966 |
| Recursos Humanos | 357,094 | 357,617 | 314,724 | 315,164 | 319,984 | 327,561 | 327,704 | 327,811 | 327,704 | 328,704 | 324,729 | 322,944 | 329,312 | 3,951,740 |
| Relaciones Comunitarias | 63,386 | 87,498 | 101,544 | 122,044 | 172,466 | 131,710 | 114,891 | 121,221 | 116,889 | 137,763 | 90,714 | 81,100 | 111,769 | 1,341,226 |
| Seguridad | 51,328 | 44,328 | 44,328 | 45,828 | 45,628 | 44,328 | 44,328 | 46,428 | 44,328 | 44,328 | 44,328 | 44,328 | 45,320 | 543,836 |
| Sistemas | 18,352 | 19,352 | 18,352 | 18,352 | 19,352 | 18,352 | 18,352 | 19,352 | 18,352 | 18,352 | 19,352 | 18,352 | 18,685 | 224,224 |
| Superintendencia | 244,989 | 244,988 | 244,988 | 244,988 | 244,988 | 244,988 | 244,988 | 244,988 | 244,988 | 244,988 | 244,988 | 244,988 | 244,988 | 2,939,857 |
| Total general | 9,647,469 | 9,686,817 | 9,730,788 | 9,694,999 | 9,860,956 | 9,638,234 | 9,671,397 | 9,639,414 | 9,632,238 | 9,639,711 | 9,594,298 | 9,520,599 | 9,663,077 | 115,956,920 |

Cash Cost Uchucchacua 2011 - (Producción normal)

| COSTO MENSUAL | 2009 | | | 2010 | | | 2011 | | |
|---|-------------------|--------------|--------------|-------------------|--------------|---------------|-------------------|--------------|---------------|
| | Importe | \$/OzAg | \$/TCS | Importe | \$/OzAg | \$/TCS | Importe | \$/OzAg | \$/TCS |
| MANO DE OBRA | 1,267,176 | 1.44 | | 1,411,676 | 1.87 | | 1,485,369 | 1.78 | |
| SUMINISTROS | 1,575,675 | 1.79 | | 1,508,548 | 1.99 | | 1,634,777 | 1.96 | |
| CONTRATISTAS | 2,942,162 | 3.35 | | 3,391,084 | 4.48 | | 3,644,535 | 4.37 | |
| DIVERSOS | 923,845 | 1.05 | | 1,118,564 | 1.48 | | 1,191,430 | 1.43 | |
| DEPRECIACIÓN | 583,568 | 0.66 | | 767,327 | 1.01 | | 840,180 | 1.01 | |
| AMORTIZACION | 481,600 | 0.55 | | 403,893 | 0.53 | | 541,942 | 0.65 | |
| COMUNIDADES - MINA | 57,996 | 0.07 | | 67,496 | 0.09 | | 111,769 | 0.13 | |
| TOTAL COSTO OPERACIÓN (CON DEPRECIACION) | 7,832,022 | 8.91 | 92.40 | 8,668,589 | 11.45 | 104.56 | 9,450,000 | 11.33 | 105.00 |
| (Contribución Sub Productos) | -2,411,084 | -2.74 | | -2,817,489 | -3.72 | | -3,572,719 | -4.28 | |
| GASTOS DE VENTA | 494,373 | 0.56 | | 525,907 | 0.69 | | 623,280 | 0.75 | |
| DEDUCCIONES | 3,724,158 | 4.23 | | 3,937,507 | 5.20 | | 4,271,400 | 5.12 | |
| TOTAL COSTO OPERAC. Y VENTAS | 9,639,469 | 10.96 | | 10,314,514 | 13.63 | | 10,771,961 | 12.92 | |
| DEPRECIACIÓN Y AMORTIZACIÓN | 1,065,169 | 1.21 | | 1,171,220 | 1.55 | | 1,382,122 | 1.66 | |
| CASH COST | 8,574,300 | 9.75 | | 9,143,294 | 12.08 | | 9,389,840 | 11.26 | |
| GASTOS ADMINISTRATIVOS | 792,862 | 0.90 | | 858,162 | 1.13 | | 935,455 | 1.12 | |
| TOTAL EFECTIVO | 9,367,162 | 10.65 | | 10,001,457 | 13.21 | | 11,114,888 | 13.33 | |
| DEPRECIACIÓN Y AMORTIZACIÓN | 1,065,169 | 1.21 | | 1,171,220 | 1.55 | | 1,382,122 | 1.66 | |
| COSTO TOTAL | 10,432,331 | 11.86 | | 11,172,676 | 14.76 | | 12,497,010 | 14.98 | |
| Onzas de Ag. Producidas | 879,507 | | | 756,914 | | | 834,057 | | |
| Toneladas Producidas | 84,760 | | | 82,906 | | | 90,000 | | |

7.12 PROYECCIÓN ENERO – DICIEMBRE 2,011.

| Flotación 1 | Peso | | Leyes | | | | | Contenido Metálico | | | Distribución | | | | |
|----------------------|---------------|--------|--------|-------|--------------|-----------|--------------|--------------------|------------|------------|--------------|--------|--------|--------|--------|
| | TCS | % | Oz.Ag | % Pb | % Zn | %Mn | %Fe | Oz. Ag | Pb/TCS | Zn/TCS | %Ag | %Pb | %Zn | %Mn | %Fe |
| Cabeza | 882,000.000 | 100.00 | 13.15 | 1.03 | 1.33 | 12.86 | 5.41 | 11,600,749.5 | 9,073.000 | 11,741.537 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Concentrado Pb-Ag | 32,463.270 | 3.68 | 227.28 | 22.22 | 1.54 | 18.57 | 14.25 | 7,378,221.1 | 7,212.456 | 499.383 | 63.60 | 79.49 | 4.25 | 5.32 | 9.69 |
| Concentrado Zn-Ag | 16,368.907 | 1.86 | 21.98 | 0.98 | 31.83 | 13.69 | 9.56 | 359,767.6 | 160.349 | 5,210.119 | 3.10 | 1.77 | 44.37 | 1.98 | 3.28 |
| Concentrado Py | 31,409.801 | 3.56 | 33.24 | | | | | 1,044,067.5 | | | 9.00 | | | | |
| Onzas Ag Conc Py | | | | | | | | 522,033.7 | | | 4.50 | | | | |
| | | | | | | | | | | | 71.20 | 79.49 | 44.37 | | |
| Flotación 2 | Peso | | Leyes | | | | | Contenido Metálico | | | Distribución | | | | |
| | TCS | % | Oz.Ag | % Pb | % Zn | %Mn | %Fe | Oz. Ag | Pb/TCS | Zn/TCS | %Ag | %Pb | %Zn | %Mn | %Fe |
| Cabeza | 198,000.000 | 100.00 | 12.46 | 1.48 | 2.24 | 5.15 | 8.38 | 2,467,451.4 | 2,935.263 | 4,437.463 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Concentrado Pb-Ag | 8,747.176 | 4.42 | 187.43 | 30.18 | 4.80 | 8.75 | 14.52 | 1,639,457.3 | 2,639.833 | 420.003 | 66.44 | 89.94 | 9.46 | 7.50 | 7.66 |
| Concentrado Zn-Ag | 6,524.644 | 3.30 | 16.74 | 0.64 | 45.67 | 3.24 | 13.52 | 109,204.0 | 41.457 | 2,979.715 | 4.43 | 1.41 | 67.15 | 2.07 | 5.32 |
| | | | | | | | | | | | 70.87 | 89.94 | 67.15 | | |
| Total Flotación | Peso | | Leyes | | | | | Contenido Metálico | | | Distribución | | | | |
| | TCS | % | Oz.Ag | % Pb | % Zn | %Mn | %Fe | Oz. Ag | Pb/TCS | Zn/TCS | %Ag | %Pb | %Zn | %Mn | %Fe |
| Cabeza | 1,080,000.000 | 100.00 | 13.03 | 1.11 | 1.50 | 11.45 | 5.95 | 14,068,200.9 | 12,008.263 | 16,179.000 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Concentrado Pb-Ag | 41,210.446 | 3.82 | 218.82 | 23.91 | 2.23 | 16.49 | 14.31 | 9,017,678.4 | 9,852.289 | 919.386 | 64.10 | 82.05 | 5.68 | 5.50 | 9.17 |
| Concentrado Zn-Ag | 22,893.551 | 2.12 | 20.48 | 0.88 | 35.77 | 10.72 | 10.69 | 468,971.6 | 201.806 | 8,189.834 | 3.33 | 1.68 | 50.62 | 1.98 | 3.80 |
| Concentrado Py | 31,409.801 | 2.91 | 33.24 | | | | | 1,044,067.5 | | | 7.42 | | | | |
| Onzas Ag Conc Py | | | | | | | | 522,033.7 | | | 3.71 | | | | |
| | | | | | | | | | | | 71.14 | 82.05 | 50.62 | | |
| Cianuración | Peso | | Ley | | Contenido | | Distribución | | | | | | | | |
| | TCS | | Oz. Ag | | Oz. Ag | | % Rec | | | | | | | | |
| Conc. Pirita | 31,409.801 | | 33.24 | | 1,044,067.5 | | 100.00 | | | | | | | | |
| Onzas Ag Conc Py | | | | | 522,033.7 | | 50.00 | | | | | | | | |
| Mesapata | 0.000 | | 0.00 | | 0.0 | | 100.00 | | | | | | | | |
| Onzas Ag Conc Py | | | | | 0.0 | | 0.00 | | | | | | | | |
| Oxidos | 0.000 | | 0.00 | | 0.0 | | 100.00 | | | | | | | | |
| Onzas Ag Conc Py | | | | | 0.0 | | 0.00 | | | | | | | | |
| Cabeza Cianuración | 31,409.801 | | 33.24 | | 1,044,067.5 | | 100.00 | | | | | | | | |
| Onzas Ag Recuperadas | | | | | 522,033.7 | | 50.00 | | | | | | | | |
| Total Producción Año | | | | | Oz. Ag | Pb/TCS | Zn/TCS | | | | | | | | |
| | | | | | 10,008,683.7 | 9,852.289 | 8,189.834 | | | | | | | | |

CONCLUSIONES

1. Las reservas totales de Plata, Plomo-Zinc y Óxidos en el periodo de Enero-Octubre 2011, se resume en el siguiente cuadro:

RESERVAS TOTALES AL 31 DE OCTUBRE DEL 2011

| | T.C.S. | Oz. Ag | % Pb | % Zn | %Mn | Ancho | Oz. Ag. Eq. |
|-----------------------|------------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|
| SULFUROS PLATA | 3,565,110 | 14.5 | 1.1 | 1.6 | 10.63 | 3.44 | 16.3 |
| SULFUROS PB-ZN | 645,965 | 5.2 | 4.5 | 6.1 | 3.50 | 3.30 | 13.6 |
| PLATA-OXIDOS | 300,120 | 20.1 | 0.0 | 0.0 | 5.10 | 1.99 | 20.1 |
| TOTAL RESERVAS | 4,511,195 | 13.5 | 1.5 | 2.1 | 9.24 | 3.32 | 16.2 |

2. La calidad del macizo rocoso que encaliza es regular (tipo III) a mala (tipo IV) y el mineral es regular tipo III a mala tipo IV de la Mina Carmen tajo 072 nivel 4180.
3. En general el óptimo de trabajo de los split set de 5 pies es de 1.32 tn/pie.
4. Con respecto a la Mina El Carmen se incrementó la capacidad de izaje en el Pique Master de 1.8 a 3.8 m³, incremento de la velocidad de izaje de 4.8 m/seg a 8 m/seg y con capacidad de izaje para una profundidad de 1000 m.
5. También en la mina El Carmen se profundizo la rampa 760 ya llegó al Nv 3920 según lo programado, actualmente se encuentra conectada al Pique Master, lo que nos permite realizar la limpieza del fondo del Pique desde la rampa, así como la ventilación de la Rp 760 por debajo del Nv 3990. También se evita la acumulación de agua en fondo del pique.
6. Asimismo, se mejoró la capacidad de drenaje de agua a 1000 l/s del Nv 3990 al Nv 4120 en la mina Carmen.

7. En la mina Socorro se realizó la profundización del pique Luz, para lo cual se desquinchó el piloto del Pique Luz desde el Nv. 3920 hasta el Nv 3990.
8. Se profundizo la rampa 626 que se encuentra en la cota 3983 y también la rampa 626-1 con el objetivo de llegar a la cota de nivel 3850.
9. Este sistema de extracción del nivel 3990 sobre rieles nos permitirá disminuir aproximadamente 1.3km de recorrido de los dumpers que transportan mineral y desmonte desde los niveles 3850 y 3990, dando mayor fluidez a la extracción de 32,000 TM/mes de mineral y desmonte. Asimismo, debido al menor recorrido de los dumpers, mejorará la ventilación de la mina Socorro por la menor emisión de gases de éstos equipos.
10. Se mejoró la ventilación de la mina socorro con el objetivo de incrementar el caudal de aire fresco en la Mina Socorro de 350,000 CFM a 490,000 CFM, siendo el caudal requerido 400,000 CFM, con esto la cobertura de aire en ésta mina llegaría al 123%.
11. Se amplió el suministro de energía a 10 KV, el 1° de Octubre se energizo con éxito la nueva Sub Estación de 6 MVA, de 10/4.16 kV en la mina Carmen. Esto sumado a los 3 MVA que se tienen instalado en mina Socorro hacen un total de 9 MVA dentro de la mina.
12. Se ejecutó el Proyecto Wifi Tracking, el cual consiste en la ampliación de la red LAN de la Unidad hacia interior mina, mediante el cableado con fibra óptica y la instalación de access points.
13. Se realizo Proyectos de Edificaciones consistente en construcción de nuevas edificaciones (Vestuarios, Comedor, Lavandería, Alojamiento de obreros y alojamiento de empleados), los cuales mejorarán las

condiciones de vivienda, alimentación e higiene de los colaboradores de Cía y Empresas especializadas. La inversión presupuestada para éste proyecto es de US\$. 5'110,860

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda para incrementar las reservas el avance de exploraciones y desarrollo 1,500 Toneladas métricas por mes.
2. También se recomienda realizar sondajes de perforación diamantina de 2500 tm/mes y sondajes cortos y medianos de 2500 Toneladas métricas por mes.
3. Se recomienda otros proyectos de mejora 2012 – 2015 para las minas Socorro, Carmen y Huantajalla.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. Inventario de Reservas –Uchucchacua –Enero 2011 .Departamento de geología.
2. Bieniawski Z.T. “Engineering Rock Mass Clasification” Wiley – Interscience Publication – 1989.
3. Brady B.H.G. & Brown E.T. “Rock Mechanics for Underground Mining” George Allen & Unwin – London – 1985.
4. Brown E.T. “Rock Characterization Testing and Monitoring” ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics – 1981.
5. Caldas J., Sauri J. y Farfán C. “Levantamiento geológico de la Región Uchucchacua” Informe Técnico BISA – Enero 1998.
6. DCR Ingenieros S.R.Ltda. “Evaluación Geomecánica para el minado subterráneo – Proyecto Huevos Verdes - Argentina” Informe Técnico – Diciembre 2001.
7. DCR Ingenieros S.R.Ltda. “Evaluación Geomecánica para el método de minado subterráneo del Proyecto Poracota” Informe Técnico – Mayo2006.
8. Hoek E., Kaiser P., Bawden W. “Support of Underground Excavations in Hard Rock” A.A. Balkema 1995.
9. Hoek E. “Practical rock engineering” Rocscience, 2002.
10. Hudson J.A. Ed. “Comprehensive Rock Engineering – Principles, Practice & Projects”. Volúmenes 3 y 4, Pergamon Press 1993.
11. Hustrulid W.A. and Bullock R.L. “Underground Mining Methods: Fundamentals and International Case Studies” SME – 2001.

12. Weiss F. y Córdova D. "Influencia de las condiciones naturales en la selección del método de explotación en minería subterránea", Informe INGEMMET – 1991.
13. Krzyszton, D. and Carvajal A., 2007. Susceptibility of rocks bumps. The results of simple investigation in a staff-testing machine. Fundacja Nauta I traducie Górnicze. 102p. Yacimiento Uchucchacua.
14. Universidad Nacional de Ingeniería, Pruebas de Laboratorio de Mecánica de Rocas. Agosto 2005.
15. Bath, C., y S. Duda. 1968. Secular Seismic Energy release in the circum pacific belt.
16. Bernal, I. 2001. Características y evaluación de la energía sísmica liberada. Univ. Nac. San Agustín. 170p.
17. Bernal, I., y H. Tavera. 2005. Evaluación de la sismicidad y distribución de la energía sísmica en Perú. IGP Boletín de la Sec. Geológica del Perú V 92 p 67-78
18. Carmona, J., y J. Castano. 1970. Distribución temporal de la energía liberada al sur de los 20° en el intervalo 1920-1970. Inst. de Inv. Antisísmica de Argentina. 25p.
19. Escalante, Christian. 2000. Evaluación del Peligro Sísmico en el Sur del Perú (13°- 18.5° S). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. 53p
20. Krzyszton, Danuta. 2007. Susceptibility of rocks bumps. Fundacja Nauta I traducie Górnicze. 102p
21. Minaya, Armando. 1986. Actividad Sísmica en el Sur del Perú y su Probabilidad de Ocurrencia. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. 89p
22. O'Diana, M., R. Lazo, y R. Rivera. 2005. Evaluación del Peligro Sísmico en el Sur del Perú (14° – 19° S). Inst. Geofísico de la Univ. Nac. de San Agustín p 29-60
23. Schneider, J., y B. Sacks. 1987. Stress in the contorted Nazca plate Beneath Southern Perú from local Earthquakes. Jour Geophys Res. 92: 13887-13902

24. Tsuboi, Chuji. 7964. Time rate of energy release by earthquakes and
Near Japan. Geophysical Institute, University of Tokyo. Vol XII N° 2.

ANEXOS

PROYECTO DE VENTILACION NIVEL 4670. MINA SOCORRO

DESCRIPCION

A causa de la necesidad de incrementar el caudal de aire para cubrir el requerimiento de la mina Socorro en un promedio de 390,000 CFM; se realiza el proyecto de ventilación en el Nivel 4670 que consiste en ampliar su sección de 2.4x2.4m a 4.0x4.0m y luego excavar una rampa negativa de 4.0x4.0m hacia el Nv. 4630, luego instalar un ventilador principal de 600 HP en la boca mina 4670, aumentando el caudal de aire de 282,000 CFM a 415,000 CFM.

AVANCE

Actualmente se ejecutó 50m de ampliación para una sección de 4.0x4.0m en la CX 426 NE y 44.5m de avance en la Rampa negativa 468, faltando 214.5m para conectar al nivel 4630, proyectándose a terminar con contratiempos, a fines de marzo del presente año.

FOTOS

En las siguientes fotos se muestra las evidencias del avance de la carretera y trabajos de excavación en la Boca Mina 4670.



Foto 1: Vista de la carretera a BM 4670 Socorro

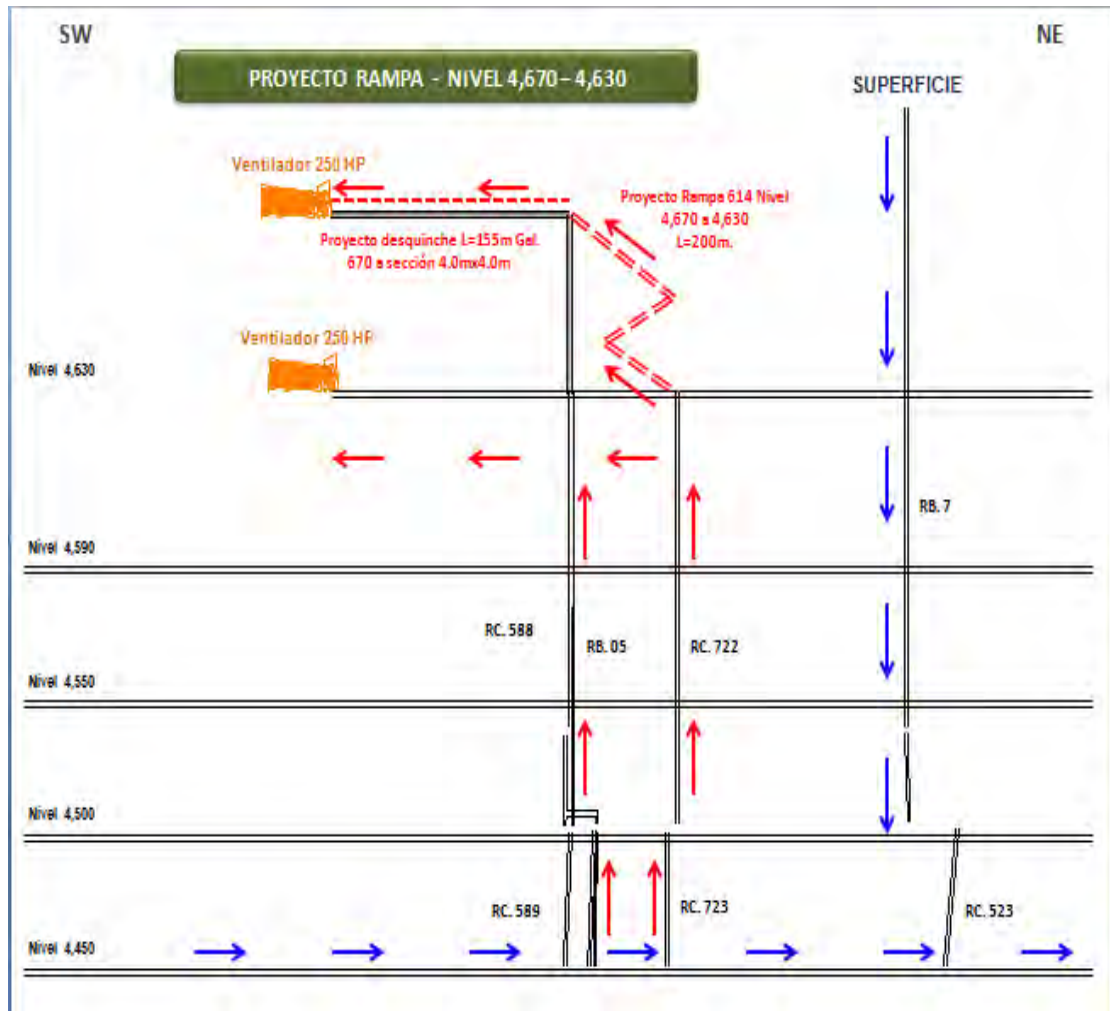


Foto 2: Boca Mina NV 4670, Mina Socorro.



Foto 3: Avance de la Rp 468 (-) NV. 4670.

PLANO TOPOGRAFICO NIVEL 4670 – MINA SOCORRO



COSTO DEL PROYECTO

| PROYECTO DE VENTILACIÓN NIVEL 4670 MINA SOCORRO: Rampa (-) | | | | | | |
|---|--------|-------------|-------------|---------|-----|------------------|
| TRABAJOS EN INTERIOR MINA | | | | | | |
| Desquinche con jumbo (1.6*2.4+4*1.6) Nivel 4670 | unidad | cantidad/ m | P.U | US\$/ m | m | Total |
| Desquinche con jumbo (1.6*2.4+4*1.6) | m3 | 10.24 | 24.56 | 251.49 | 69 | 17353.11 |
| sostenimiento split sets de 7': 13 cda 3 m. | unidad | 1.00 | 32.48 | 32.48 | 69 | 2241.12 |
| Sostenimiento con shotcrete a todo costo | m2 | 16.00 | 36.00 | 576.00 | 69 | 39744.00 |
| Limpieza de carga hasta el Nivel 4,450 Colquicocha | t-km | 133.12 | 0.30 | 39.94 | 69 | 2755.58 |
| Precio de tubería de 4" aire | m | 1.00 | 3.57 | 3.57 | 69 | 246.19 |
| Precio de tubería 2" agua | m | 1.00 | 1.20 | 1.20 | 69 | 83.08 |
| | | | | | | 62423.09 |
| Precio Rampa desde nivel 4670 | unidad | cantidad/ m | P.U | US\$/ m | m | Total |
| Rampa 4x4 roca tipo II | m | 1.00 | 668.22 | 668.22 | 257 | 171732.54 |
| sostenimiento split sets de 7': 3 cda 3 m. | unidad | 1.00 | 23.85 | 23.85 | 257 | 6129.93 |
| Sostenimiento con shotcrete | m2 | 16.00 | 36.00 | 576.00 | 257 | 148032.00 |
| Sobreacarreo con scoop | t | 41.60 | 2.31 | 96.10 | 88 | 8456.45 |
| Limpieza de carga hasta el Nivel 4,450 Colquicocha | t/km | 208.00 | 0.30 | 62.40 | 257 | 16036.80 |
| Precio de tubería de 4" aire | m | 1.00 | 3.57 | 3.57 | 257 | 916.98 |
| Precio de tubería 2" agua | m | 1.00 | 1.20 | 1.20 | 257 | 309.43 |
| | | | | | | 351614.12 |
| Trabajos mina | | | | | | 414037.20 |
| Gastos Generales 3% | | | | | | 12421.12 |
| Total en trabajos en interior mina | | | | | | 426458.32 |
| TRABAJOS EN SUPERFICIE | | | | | | |
| Servicios superficie | | unidades | US\$/unidad | | | |
| Instalación y desinstalación de tanque para agua | und | 1.00 | 300.00 | | | 300.00 |
| Combustible para compresora | gl | 1,000.00 | 3.89 | | | 3889.29 |
| Camión cisterna | hr | 12.00 | 26.00 | | | 312.00 |
| | | | | | | 4501.29 |
| OBRAS CIVILES | | | | | | |
| Losa para ventilador Nv. 4670 | | unidad | subtotal | | | |
| Movimiento de tierras | | 1 | 8958.97 | | 1.1 | 9854.87 |
| Losas de concreto para ventilador y losa para tablero | | 1 | 2458.04 | | 1.1 | 2703.84 |
| Caseta de protección | | 1 | 7800 | | 1.1 | 8580.00 |
| | | 1 | 10113.4 | | 1.1 | 11124.74 |
| | | | | | | 32263.45 |
| Construcción de acceso al 4670 | | | | | | |
| Movimiento de tierras y obras preliminares | | | | | | |
| Transporte de material de préstamo | m2 | 10500 | 4.32 | | 1.1 | 49896.00 |
| Carguío de material de préstamo | m3 | 10500 | 1.44 | | 1.1 | 16632.00 |
| Conformación de plataforma y acceso | m2 | 1200 | 34.4 | | 1.1 | 45408.00 |
| Trazo y replanteo | glb | 1 | 3500 | | 1.1 | 3850.00 |
| Señalización | glb | 1 | 5000 | | 1.1 | 5500.00 |
| | | | | | | 121286.00 |
| | | | | | | 158050.74 |
| EQUIPOS | | | | | | |
| Taller eléctrico | | | | | | |
| Celda Metalclad de salidad 10 KV Hermeticidad Nema 12, con relé MIFII-GE y medidor PM82 | unidad | 1 | 30770 | | | 45000.00 |
| Conductor unipolar de cobre tipo N2XSY70 mm2, 8.7/ 15 Kv | | 450 | 13.5 | | | 6075.00 |
| Conductor desnudo de aluminio tipo AAAC 120 mm2 | | 2400 | 1.78 | | | 4272.00 |
| Conductor unipolar de cobre tipo N2XSY 3x70 mm2, 8.7/ 15 Kv | | 60 | 42 | | | 2520.00 |
| Terminación autocontactable QT III, kit tripolar- Uso interior 3M, 70 mm2 | | 6 | 320 | | | 1920.00 |
| Terminación autocontactable QT III, kit tripolar- Uso interior 3M, 70 mm2 | | 6 | 730 | | | 4380.00 |
| Seccionador tipo Cut out 27 KV, 200 A | | 3 | 110 | | | 330.00 |
| Pararrayo 12 Kv, 10 Ka | | 3 | 100 | | | 300.00 |
| Malla de puesta a tierra | | 1 | 1000 | | | 1000.00 |
| Ferretería | | 1 | 1500 | | | 1500.00 |
| Sensores de vibración, temperatura | | 1 | 1800 | | | 1800.00 |
| | | | | | | 69097.00 |
| TOTAL EQUIPOS | | | | | | 69097.00 |
| TOTAL PROYECTO | | | | | | 653606.06 |

