

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**“VARIANTE DEL METODO DE CAMARAS Y PILARES
ZIGZAG”**

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

ELABORADO POR

ALDO HUMBERTO REYES ROSALES

ASESOR

ING. ELVIS WILLIAM VALENCIA CHAVEZ

LIMA-PERU

2013

DEDICATORIA

Quiero dedicar el presente trabajo a mis padres Cornelio Reyes y Lucia Rosales, que siempre estuvieron apoyándome, su apoyo ha sido incondicional y valioso para desarrollarme como profesional y persona.

A mi alma mater “Universidad Nacional de Ingeniería” que impulso en mí el espíritu por el estudio, gracias a sus enseñanzas impartidas en sus aulas me ha servido para mi desarrollo profesional.

RESUMEN

La fuente de los datos y su posterior análisis para el informe que se presenta han sido tomados en la compañía minera San Ignacio de Morococha (SIMSA.) unidad San Vicente, productora de concentrados de mineral de la más alta calidad de zinc y plomo, Ubicada en el distrito de Vitoc provincia de Chanchamayo departamento Junín, propiedad de la familia Arias Dávila.

El presente informe se realizó con el objetivo de demostrar la aplicación del método alternativo de minado conocido como Zigzag, que es una variante del método de camaras y pilares y los beneficios que tiene aplicar dicho método, el cual se viene aplicando hace unos años en SIMSA. Para ser más específicos se viene aplicando en los proyectos Uncush Sur Alto (USA) y RHAMIS.

Quiero agradecer al Ingeniero. Miller Chavez el cual inicio el minado en Zigzag en SIMSA. A los departamentos de: Mina, Planeamiento, Geología, Energía, Geomecánica y Topografía por su apoyo durante el desarrollo del presente trabajo.

ABSTRACT

The source of the data and subsequent analysis for the report that was presented was taken in the mining company San Ignacio de Morococha (SIMSA.) San Vicente unit, producing ore concentrates the highest quality zinc and lead, Located in the district of Vitoc Chanchamayo Province Junín department, of the family property Arias Davila.

This report was made in order to demonstrate the application of the alternative method of mining known as Zigzag, which is a variant of the method of rooms and pillars and the benefits it has to apply this method, which has been applied in recent years SIMSA. To be more specific has been implementing projects Uncush Sur Alto (USA) and RHAMIS.

I want to thank Miller Chavez Engineer which starts mining in SIMSA Zigzag. In the departments of Mine, Planning, Geology, Energy, Geomechanics and Surveying for their support during the development of this work.

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	16
CAPÍTULO I: GENERALIDADES	19
1.1 RESEÑA HISTORICA	19
1.2 UBICACIÓN	20
1.3 ACCESO	20
1.4CLIMA	22
1.5PROPIEDADES	22
CAPÍTULO II: GEOLOGÍA	24
2.1 GEOLOGÍA REGIONAL	24
2.2 GEOLOGÍA LOCAL	31
2.2.1 ROCAS SEDIMENTARIAS	31
2.2.2 ROCAS IGNEAS	35

2.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	36
2.4 GEOLOGÍA ECONÓMICA	38
2.4.1 MINERALIZACIÓN	38
2.4.2 CONTROLES DE LA MINERALIZACIÓN	39
CAPÍTULO III: OPERACIONES MINERAS UNITARIAS	41
3.1 La perforación	42
3.2 La voladura	43
3.3 El sostenimiento	45
3.4 La limpieza	46
3.5 El acarreo	47
3.6 Tratamiento	47
3.6.1 Extracción y recepción del mineral	48
3.6.2 Chancado	48
3.6.3 Molienda	48
3.6.4 Flotación	48
3.6.5 Espesamiento y filtrado	49
3.7 Tratamiento de relaves	50
3.8 Tratamiento efluentes planta y agua de mina	50

CAPÍTULO IV: VARIANTE DEL METODO DE CAMARAS Y PILARES

ZIGZAG	51
4.1 ANTECEDENTES	51
4.2 CONTEXTO	51
4.3 NECESIDAD QUE RESUELVE	52
4.4 CARACTERISTICAS DEL MANTO	52
4.5 DESARROLLO DEL PROYECTO	53
4.5.1 OBJETIVOS DEL PROYECTO	53
4.5.2 UBICACIÓN	53
4.5.3 RESERVAS – PRODUCCIÓN	53
4.5.4 DISEÑO DEL PROYECTO	54
4.5.5 TRABAJOS A REALIZAR	56
4.5.6 EJECUCION DEL PROYECTO	56

CAPÍTULO V: INDICADORES DE IMPACTO EN LA PRODUCTIVIDAD 62

CAPÍTULO VI: ESTUDIO GEOMECÁNICO 70

6.1 INTRODUCCIÓN	70
6.2 OBJETIVOS DEL ESTUDIO	71
6.3 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	71

6.4 RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE DE LA ROCA INTACTA	72
6.5. DISCONTINUIDADES	75
6.6. MACIZO ROCOSO	75
6.6.1. Resistencia al esfuerzo cortante	75
6.6.2. Módulo de deformación	78
6.7. MAPEO GEOMECÁNICO	79
6.7.1. Tabla RMR	79
6.7.2. Tablas GSI (Índice Geológico de Resistencia)	82
6.7.3. Ábaco de tiempo de Autosoporte	87
6.8. EVALUACIÓN Y ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA	88
6.8.1. GENERALIDADES	88
6.8.2. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA UNCUSH SUR ALTO RHAMIS	89
6.8.3 TIEMPOS DE AUTOSOPORTE DE EXCAVACIONES	90
6.9. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN Y ESTABILIDAD DE LAS LABORES MINERAS.	91
6.9.1. EVALUACION DE ESTABILIDAD DE EXCAVACIONES EN UNCUSH SUR ALTO (NIVEL 1870)	97

6.9.1.1. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA	97
6.9.1.2. PROPIEDADES GEOMECÁNICAS	97
6.9.1.3. SIMULACIÓN DE LABORES	98
CONCLUSIONES	108
RECOMENDACIONES	110
BIBLIOGRAFÍA	112
ANEXOS	

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1: Distancia lima – mina San Vicente (SIMSA)	20
TABLA 2: Concesiones de la Cía. SIMSA en san ramón-Oxapampa	23
TABLA 3: Distribución de explosivo para un frente de 34 y 45 taladros	45
TABLA 4: Tajos minados y en producción	54
TABLA 5: Costo del minado tradicional VS minado en ZIGZAG	61
TABLA 6: Toneladas hombre-guardia	62
TABLA 7: Rendimiento scoop Atlas Copco st-2.5 yd ³	63
TABLA 8: Rendimiento scoop Atlas Copco st 7 – 3.5 yd ³	64
TABLA 9: Rendimiento scoop Atlas Copco 6 yd ³	65
TABLA 10: Vida útil broca de 45 mm de ϕ (PIES)	67
TABLA 11: Vida útil broca de 35 mm de ϕ (pies)	68
TABLA 12: Criterios para estimar la resistencia a la compresión simple de la roca con el martillo de geólogo	72
TABLA 13: Ensayos de Compresión Simple	74
TABLA 14: Índice de resistencia Geológica (GSI)	77
Tabla N° 15: RMR (Ratio del Macizo Rocoso – Bieniawski, 1976)	81
Tabla N° 16: Tabla GSI para Labores Temporales	84
Tabla N° 17: Tabla GSI para Labores Permanentes	84

Tabla N° 18: Comparación entre la tabla GSI modificada, 2000 y la Tabla RMR, 1989)	85
Tabla N° 19: Categorías de Refuerzo de Rocas, propuesto por NGI (Instituto Geotécnico Noruego, 1993)	86
Tabla N° 20: Ábaco de Tiempo de Autoporte (Bieniawski, 1984)	87
TABLA 21: Tipos de Roca y Clasificaciones Geomecánicas del Macizo Rocosos en Mina San Vicente	89
TABLA 22: Tiempos de Autoporte de Excavaciones por Zona	90
TABLA 23: Ensayos de Compresión Simple	92
TABLA 24: Ensayos de Compresión Triaxial	92
TABLA 25: Ensayos de Propiedades Elásticas	93
TABLA 26: Hoja de Cálculo de Parámetros Geomecánicos para Criterio de Falla de Hoek y Brown	96

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: Ubicación mina San Vicente	21
FIGURA 2: Mapa geológico regional	28
FIGURA 3: Secciones geológicas regionales	29
FIGURA 4: Columna estratigráfica geología regional	30
FIGURA 5: Vista del flanco sur de la Quebrada. Puntayacu	34
FIGURA 6: Sección longitudinal mostrando los cuerpos mineralizados y roca encajonante	40
FIGURA 7: Vista de un frente con taladros perforados	42
FIGURA 8: Boomer T1 D de un brazo	43
FIGURA 9: Diseño de malla para la voladura subterránea	44
FIGURA 10: Personal lanzando shotcrete	46
FIGURA 11: Scoop st 7 de 3.5 y ³ limpiando un frente	47
FIGURA 12: Alternativa ZIGZAG vista en planta	57
FIGURA 13: Alternativa ZIGZAG vista isométrica 1 corte	58
FIGURA 14: Alternativa zigzag vista isométrica 2 cortes	59
FIGURA 15: Antes del minado	60
FIGURA 16: Después del minado	60

FIGURA 17: Curva de distancia vs productividad scoop Atlas Copco st-2.5 yd ³	64
FIGURA 18: Curva de distancia vs productividad scoop 3.5yd ³	65
FIGURA 19: Curva de distancia vs productividad scoop 6 yd ³	66
FIGURA 20: Factor de avance (Kg/m)	66
FIGURA 21: Metro por disparo (m)	67
FIGURA 22: Vida útil broca de 45 mm de ϕ (pies)	68
FIGURA 23: Vida útil broca de 35 mm de ϕ (pies)	69
FIGURA 24: Mina USA (1870): Simulación de Método Zigzag sección 8.00 x 4.00 m. con pilares de 4.00 x 4.00 m	100
FIGURA 25: Mina USA (1870): Simulación de Método Zigzag sección 8.00 x 4.00 m. con pilares de 5.00 x 5.00 m	104

Nomenclatura

Símbolo Unidad

σ_1'	Mpa	Esfuerzo efectivo máximo falla.
σ_3'	Mpa	Esfuerzo efectivo mínimo falla.
σ_{ci}	Mpa	Resistencia a compresión simple.
σ_v	Mpa	Esfuerzo vertical.
m_b		Constante del macizo rocoso.
s		Constante del macizo rocoso.
a		Constante del macizo rocoso.
m_i		Constante de la roca intacta.
GSI		Índice de Resistencia Geológica.
D		Factor según el grado de perturbación del macizo rocoso durante la excavación.
RMR		Ratio del macizo rocoso.
Q		Índice de calidad tunelera.
E	GPa	módulo de deformación del macizo rocoso.
Z	m	Profundidad de la excavación respecto a superficie.

K		Relación del Esfuerzo horizontal al esfuerzo vertical.
σ_1	Mpa	Esfuerzo máximo.
σ_3	Mpa	Esfuerzo mínimo.
Kg	Kg	Masa.
U\$	U\$	Costo.
yd ³	yd ³	Volumen.
FA	Kg/m	Factor de avance.
Mpd	m	Metro por disparo.

INTRODUCCIÓN

El método de minado ZIG-ZAG que se describe en este informe es para tener una mejora en la producción de mineral incrementar las toneladas día para que planta no tenga paradas inesperadas, y una mejora continua en los procesos de la operación.

Comprometidos con el ahorro de costos en las preparaciones y la explotación de los tajos de la mina, se ha trabajado en un nuevo método de explotación, que actualmente se aplica en la mina.

Este método nos ayuda a realizar el minado de los tajos en menor tiempo y con menor costo operativo, evitando la preparación de nuevos accesos en desmonte cada cierta cota, ya que los accesos mediante este método, se realizan dentro del tajo mismo y en mineral. El cual se mantiene hasta agotar las reservas del tajo y al final del mismo, se comienza a recuperar los pilares de soporte del tajo, la mínima dimensión del pilar debe ser de 4mx4mx4m, con un minado en retirada, este método puede ser empleado en negativo, como en positivo.

Este método se aplica, en mantos de buzamientos, entre 25 y 30 grados, con potencias de mineral de 2.5 m y con rocas de RMR mayores a 60 (RMR categoría II, roca buena), constan de un acceso previo desarrollado hacia la caja techo, hasta interceptar el mineral, cruzándolo en toda su potencia hasta llegar a la caja piso en donde se desarrollara el primer piso en toda la longitud del tajo, una vez delimitado se prolonga la labor en desmonte 12 metros que servirán como cola para brindar la posición adecuada que permitirá continuar el frente en positivo siguiendo el rumbo y buzamiento (diagonal) hasta formar un pilar que de acuerdo a las evaluaciones geomecánicas son de 4.00 x 4.00 m una vez conformado el pilar se continua el frente de forma horizontal siguiendo el rumbo de la estructura hasta llegar al extremo opuesto del tajo donde se repetirá el mismo proceso. Para facilitar el proceso de extracción del mineral en uno de los extremos del tajeo se desarrollara un crucero hacia el piso el cual se comunicara mediante labores que servirán para el acarreo del mineral.

Delimitado el tajo en altura se inicia la construcción de cámara que conectan los corredores superiores e inferiores, en una etapa final desde el extremo superior del tajo se inicia el minado en retirada que consiste en recuperar parte de los pilares y realzar la corona de acuerdo a la potencia del manto, llegando a tener una recuperación aproximada del 90 %.

Otra razón por la cual este método es beneficioso es debido a que se prepara menos metraje en accesos para llegar al mineral, se evacua menos desmonte y esto permite que la vida de la desmontera se alargue.

También con este método la eficiencia de las toneladas producidas por hombre guardia se incrementan, la utilización de los equipos se incrementa y el ciclo de minado es más eficaz, eficiente y productivo.

Para aplicar este método se realizó un estudio geomecánico de la zona Uncush Sur Alto y RHAMIS, por la razón de que para que se aplique este método el macizo rocoso tiene que presentar ciertas características, una vez realizado los ensayos y simulaciones con el Phase, los resultados fueron favorables y el macizo rocoso prestaba las condiciones.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 RESEÑA HISTORICA

En 1955 el Señor José Cárpena presento el denuncia 'San Vicente', del que obtenía pequeños lotes de Mineral de Plomo; en éstas circunstancias, dio en opción su concesión a la firma Mauricio Hochschild & CIA. LTDA. S.A. la que a su vez formó con la Compañía Minera Chanchamina S.A. la sociedad denominada 'Compañía Minera San Vicente S.A.'. Esta Sociedad, exploró el Yacimiento desde 1960 a 1963.

En Octubre de 1963, la 'Compañía San Vicente S.A.' interesó a la "Cerro de Pasco Corporation" para que ingresara a la Sociedad con un porcentaje de 51% quedando el 32.66 % para Hochschild y el 16.33% para Chanchamina.

En Febrero de 1964, se reiniciaron las exploraciones del Yacimiento bajo control de "Cerro de Pasco Corporation", las que duraron hasta fines de Abril de 1965; realizando hasta ese entonces 2,200 m. de Labores y sondajes diamantinos, cubicando 850,000.TM. Con 18 % de Zn.

En Agosto de 1966 La Compañía San Ignacio de Morococha S.A. se interesó en el Yacimiento ‘San Vicente y tomó bajo contrato las concesiones.

1.2 UBICACIÓN

La Mina San Vicente, está ubicada en el Distrito de Vitoc, Provincia de Chanchamayo, Departamento de Junín a 17 Km. al Sur de la Ciudad de San Ramón y a una altura de 1,400 a 2,000 m. sobre el nivel del mar. Sus coordenadas geográficas son: 11°13'45'' Latitud sur y 75°23' Longitud oeste. El Distrito Minero San Vicente, abarca una longitud de 30km. en sentido N-S, con un ancho de 1 a 8 km.

Posición geográfica:

Latitud sur: 11°13'45''

Longitud oeste: 75°23'

Altitud : 1400 – 2000 msnm.

1.3 ACCESO

El acceso es por la carretera Central de penetración Lima - La Oroya- Tarma -San Ramón. En el Kilómetro 293 (antes de San Ramón) se sigue un desvío de 17 km. hasta la mina San Vicente. Existen trochas para llegar a otros proyectos como Uncush.

Distancia desde lima hasta la mina San Vicente.

TABLA 1: Distancia lima – mina San Vicente (SIMSA). Fuente propia

LIMA	LA OROYA	188 Km.
LA OROYA	SAN RAMON	105 Km.
SAN RAMON	SAN VICENTE	17 Km.
TOTAL :		310 Km.

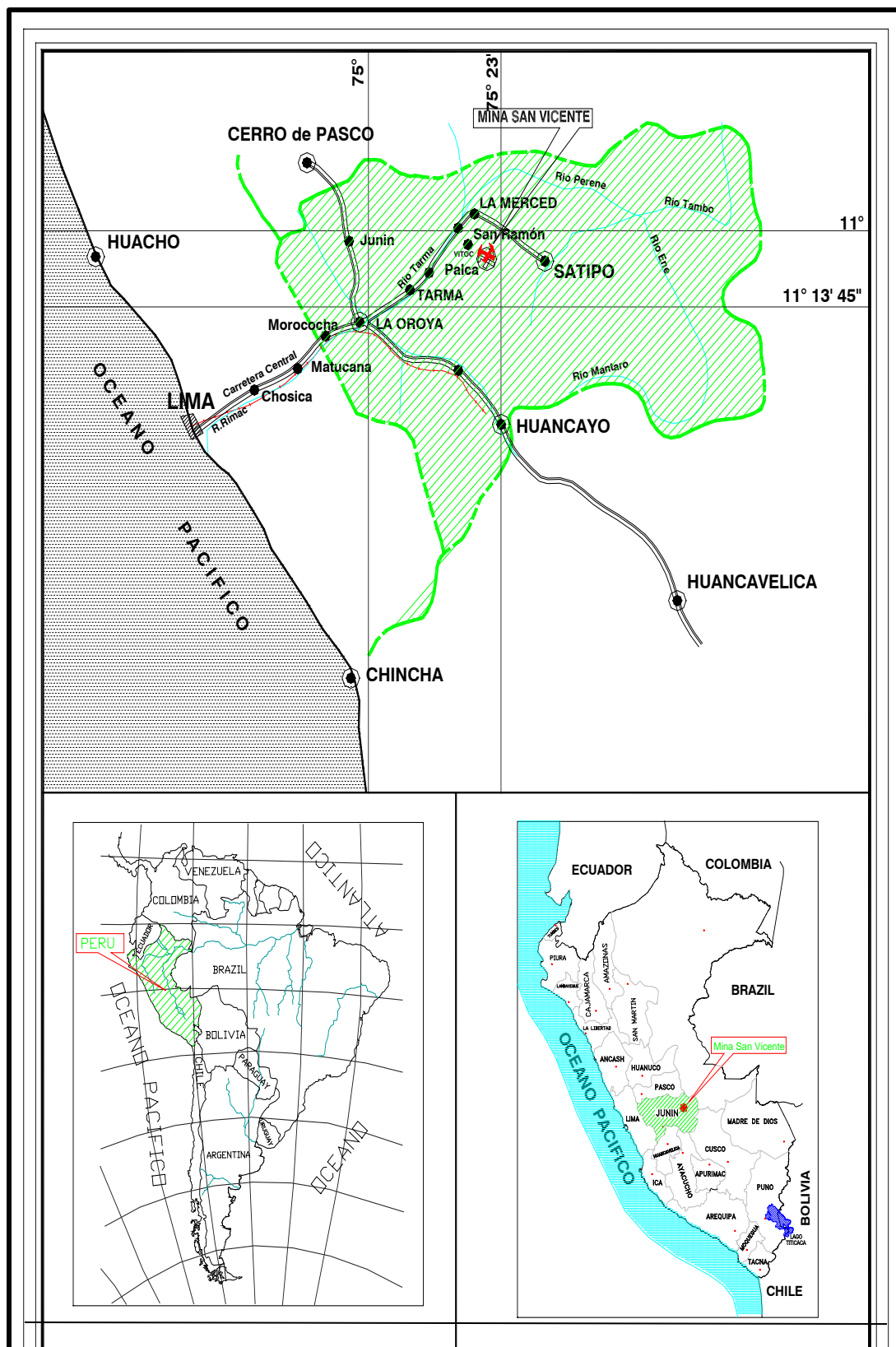


FIGURA 1: Ubicación mina San Vicente-Fuente: archivo SIMSA.

1.4 CLIMA

El área tiene un clima Cálido y húmedo Temperatura promedio: 23°C Temperatura máxima: 30°C Temperatura mínima: 15°C, con exuberante vegetación, típico de estas altitudes, se encuentra cerca de poblados como San Ramón y La Merced por donde pasa la carretera asfaltada Lima-Satipo.

1.5 PROPIEDADES

Las concesiones mineras que posee la Cía. SIMSA en el cinturón San Roque- Tambo María-San Vicente- Huacrash- Sillapata-Piñón es de 22,274 Has, las que se extienden a lo largo de 130 km.

En Tarma tambo, al oeste de este cinturón, la Compañía posee 8,400 Has adicionales.

Si bien en la tabla adjunta se agrupan las concesiones por Proyectos mayores, a nivel de la mina se presentan otros proyectos como: Quebrada Seca, Orcopunco, Uncush y Huacrash.

TABLA 2: Concesiones de la Cía. SIMSA en san ramón-Oxapampa Fuente: 2006-SIMSA.

Proyectos	Concesiones	Área Há
San Roque	02	1,800
Tambo María	12	8,400
Las Orquídeas	01	400
Puntayacu Júnior	02	297
Palmapata	04	2,429
Hidro Monobamba	01	300
San Vicente	07	4,033
Chilpes	05	2,795
Piñón-Sillapata	03	1,820
Subtotal	37	22,274
Tarmatambo	10	6,221
TOTAL	47	28,495

CAPÍTULO II

GEOLOGÍA

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL

San Vicente se encuentra localizado entre la Cordillera Oriental y la faja Subandina. Las unidades estratigráficas más antiguas están compuestas de esquistos micáceos y gneises del Precambriano y forman parte de lo que se conoce como Complejo de Marayniyoc (FIGURA 2) Sobre este Complejo yacen areniscas y limolitas con cierto grado de metamorfismo y textura esquistosa que pertenecen al Grupo Excelsior del Paleozoico inferior. Estas rocas precámbricas están cubiertas también por rocas carbonatadas de los grupos Tarma y Copacabana que afloran en los alrededores de Monobamba y al sureste de San Ramón, caracterizadas por su litología de calizas con abundantes bioclastos y una matriz de naturaleza micrítica, algo arcillosa. Estas unidades están intercaladas con material arcilloso limoso, de color gris verdoso y se depositaron entre el Carbonífero y el Pérmico (FIGURA 2) Sobre las rocas precámbricas y las del paleozoico igualmente ocurren areniscas y conglomerados del Grupo Mito de edad Permiano superior- Triásico inferior. El Grupo Mito en esta área

consiste principalmente de sedimentos clásticos terrestres, en parte volcanoclásticos (Fontboté y Gorzawski, 1990), pero sin las lavas observadas en otras partes

Las rocas carbonatadas del Grupo Pucará tiene un espesor de hasta 1,900m y forman parte de una cinturón de rumbo N-S que incluye también a las rocas clásticas del Malm y Dogger (Formación Sarayaquillo de 1,000m de espesor) así como los sedimentos continentales cretácicos (Grupo Oriente de 1,000m y el Grupo Chonta de 1,900 m) Algunas riolitas y flujos ignimbríticos terciarios, también ocurren en algunas localidades cerca de San Vicente. Las formaciones del grupo representan la primera transgresión marina del ciclo Andino que dio lugar a facies evaporíticas, a veces volcánicas, en su contacto con el Escudo Brasileño

El Grupo Pucará es una secuencia carbonatada de ambiente marino que constituye un metalotecto importante para la mineralización de zinc del tipo MVT. El Grupo está constituido de la base al techo de tres formaciones: la Formación Chambará, Aramachay y Condorsinga que se caracterizan por presentar sedimentos neríticos. La base de este grupo Compuesto de areniscas rojas y pelitas rojizas indica un cambio transicional con el Grupo Mítu.

La Formación Chambará, de 1,000 metros de espesor, está constituida principalmente por facies de barra, de agua poco profunda en ambientes de mareas y lagunas con predominancia dolomítica. La Formación Aramachay de 150 metros de espesor se caracteriza por presentar facies de agua más profunda y muestra cambios de facies pronunciados.

En la parte oeste de la cuenca la Formación Chambará contiene sedimentos arcillosos

y silíceos de grano muy fino y un contenido de carbonatos variable mientras que en la parte este, en la región de San Vicente, presenta facies más anóxicas como pizarras bituminosas, chert, fosfatos, y es más rica en carbonatos.

En la parte Este de la cuenca ambas formaciones hospedan a depósitos MVT, entre ellos, Shalipayco y San Vicente (Fontboté, 1990; Rosas, 1994). La formación Condorsinga de 350 metros de espesor está representada por calizas bioclásticas y chert (Spangenberg, 1995).

La tectónica de horst y graben y de basculamiento de bloques así como las características del basamento parecen ser determinantes en la deposición de este grupo y controlan la ubicación y facies de márgenes de cuenca, las trampas de hidrocarburos, así como el desarrollo de altos estructurales y la formación de barras oolíticas. En consecuencia, el Basamento es un control importante en la estrategia de exploración (Dávila et al 1999).

Regionalmente se distinguen 3 unidades intrusivas (FIGURA 2). El batolito de San Ramón (o La Merced) ocurre hacia el este del área y está compuesto de una roca granuda rojiza cuya edad ha sido datada en 246 MA (Capdevilla et al, 1977) y 255 por (Gunnesch et al, 1990); es coetáneo con el Grupo Mitu a juzgar por los cantos de granito rojo que encierra.

Este batolito tiene una edad similar con los granitos de Coasa, Limbani y Aricoma en Puno y otros en el Cusco donde ellos ocurren con capas rojas y lavas de naturaleza peralcalina.

Hacia el oeste de San Vicente existe una granodiorita tectonizada con biotita y

hornblenda (granodiorita Utcuyacu) conocido como “Granito Tarma” la cual se sobrepone a las rocas del Pucará a través de una falla de sobrecorrimento de 20-40° W, que puede ser seguida por varios kilómetros en dirección N-S. La edad de esta intrusión es de 240 MA (Gunnesh et al, 1990).

Algunos gabros y dioritas ocurren al norte del río Tarma en contacto con la granodiorita de Utcuyacu. Rocas similares han sido descritas igualmente cerca de Huacrash al sur de San Vicente (JICA, 1976, en Fontboté y Gorzawski, 1990).

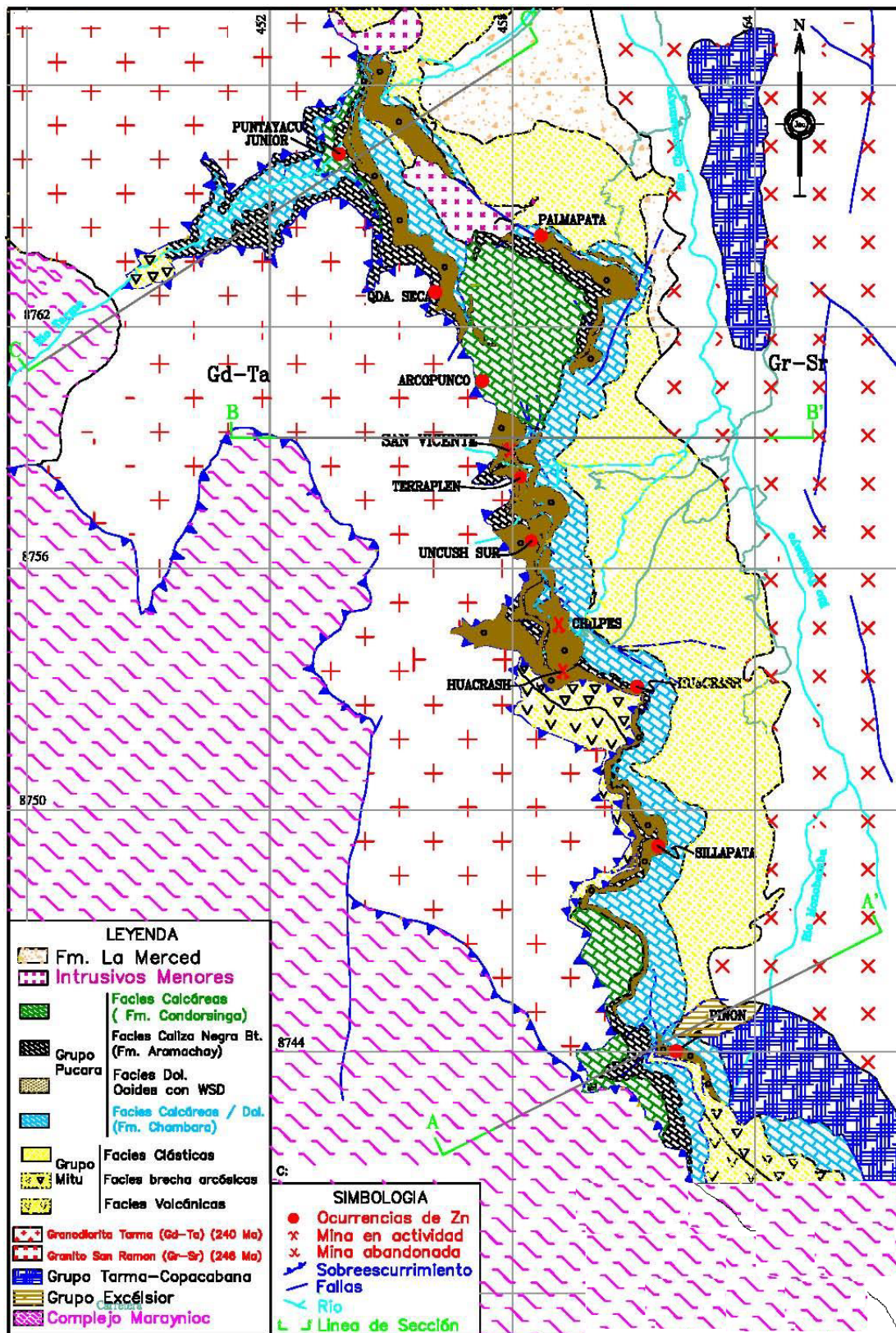


FIGURA 2: Mapa geológico regional-Fuente: archivo SIMSA.

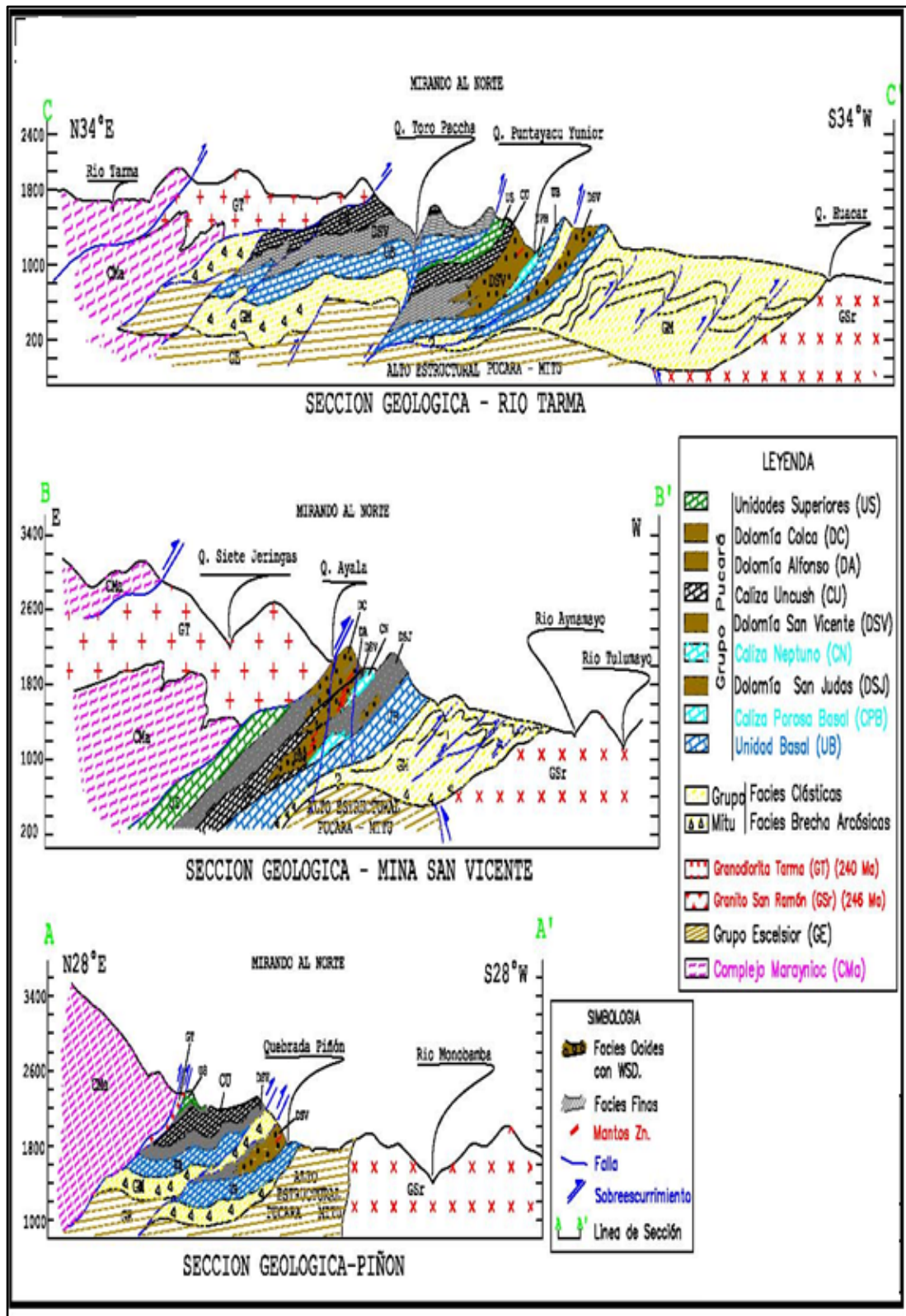


FIGURA 3: Secciones geológicas regionales-Fuente: archivo SIMSA.

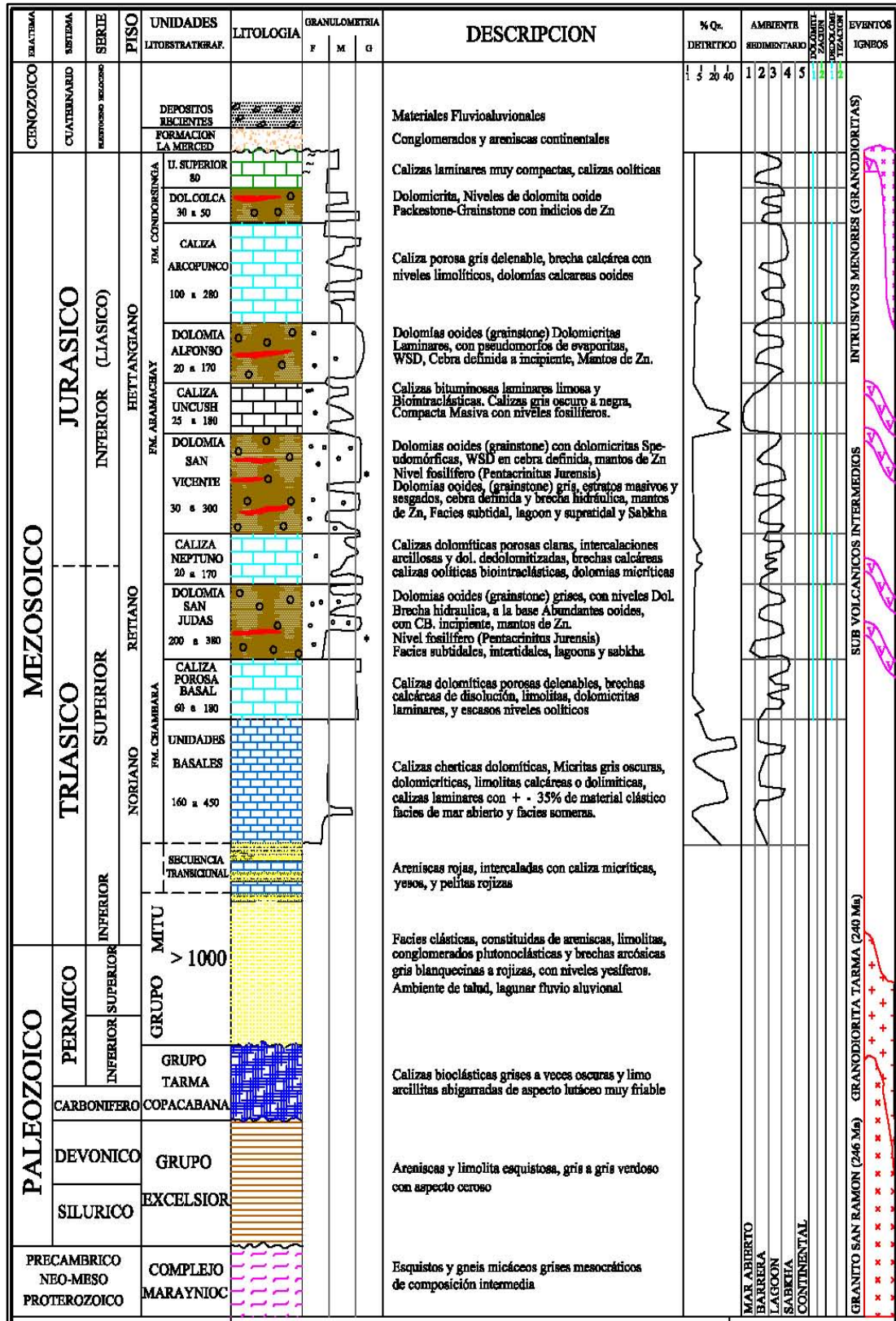


FIGURA 4: Columna estratigráfica geología regional - Fuente: archivo SIMSA.

2.2 GEOLOGÍA LOCAL

En el distrito minero de San Vicente afloran rocas sedimentarias carbonatadas del Grupo Pucará de edad Triásico superior a Jurásico inferior que se encuentran sobreyaciendo a las capas rojas del Grupo Mitu (Levin et al., 1973). También se observan diversos tipos de brechas de varias decenas de metros de diámetro así como rocas con textura “cebras” con o sin mineralización de pocos metros pero muy frecuentes.

Finalmente existe la roca encajonante de los mantos compuesta de variedades de dolomita. Dado que la génesis de las brechas, las cebras y las dolomitas son motivo de controversias éstas han tenido que ser descritas como tipos de rocas diferentes sin incidir en su origen.

2.2.1 ROCAS SEDIMENTARIAS

La secuencia calcárea Pucará está constituida por las siguientes rocas, del piso al techo:

Unidad Basal (UB): Esta unidad de la base al techo contiene: calizas de grano fino con pocas intercalaciones de material clástico, algunas capas gruesas ricas en cuarzo de varios metros de espesor, una capa prominente de pizarra de menos de 5 metros de potencia y varias intercalaciones de dolomías. El espesor de la Unidad Basal varía entre 250 m (Kilian 2005) y 442 m (datos de SIMSA, Fontbote y Gorzawski, 1990).

Al tope de la UB existe una caliza porosa conocida como Caliza Porosa Basal (CPB) y que es un nivel de referencia local.

Comprende horizontes de calizas-dolomíticas porosas sueltas, niveles de brecha calcárea, limolitas laminares, dolomías finas y algunos niveles oolíticos. Su porosidad resulta de la disolución parcial de los oolitos.

Dolomita San Judas (DSJ). Es una dolomía oolítica de grano medio a grueso alternada con niveles de dolomías finas y constituye la unidad inferior con mineralización. Su espesor verdadero es difícil de determinarse por sus variaciones laterales, la escasez de horizontes guías y las fallas. En esta unidad se han definido regionalmente dos barras (facie sedimentaria favorable que alberga la mineralización de zinc) denominadas San Judas y Piñón. En la barra San Judas, a la fecha se ha diferenciado tres mantos (SIMSA 2004). Se estiman espesores de 200 a 390 m.

Caliza Neptuno (CN). Es similar en litología a la caliza porosa basal de la cual se diferencia por su posición estratigráfica y la distribución de las capas. Puede contener hasta 10 % de cuarzo detrítico (González et al, 1987) y cantidades importantes de cristales simples de dolomita del tamaño de arena, dando lugar al nombre local "caliza arenosa". Se cree que esta dolomitización se produce a expensas de horizontes de evaporita (West, 1979; Warren, 2000). Su espesor varía entre 20 y 170 m.

Dolomita San Vicente (DSV). Es la segunda secuencia de dolomías oolíticas de grano grueso intercalada con horizontes de grano fino.

Hacia el oeste contiene intercalaciones de dolomitas ricas en bitumen de grano fino especialmente en su base.

Es la principal unidad receptora de mineralización no solo a nivel de la mina San

Vicente sino a nivel regional pues en ella se han reconocido muchos proyectos como Sillapata, Aynamayo, Uncush, San Vicente, Palmapata y Aguada Blanca. En San Vicente Sur, al sur de la quebrada Puntayacu, se ha detectado 5 mantos de zinc mientras que en la zona norte se han definido no menos de 7 mantos. Los espesores son muy variados y van de 30 a 300 m. (SIMSA 2004).

Caliza Uncush (CU). Está constituida por calizas negras bituminosas laminares en la base y masivas al techo y constituye la unidad guía para efectuar correlaciones estratigráficas ya que representa un evento tectónico-sedimentario importante a nivel global y su litología es bien singular y típica que le da la categoría de unidad guía para todo el Pucará.

La CU contiene cantidades variables de pirita, también cuarzo detrítico subangular a subredondeado, feldespatos y escasa mica; Los granos son del tamaño de arcilla o limos. El contenido de carbón orgánico varía de 0.1 a 4.5% y es de naturaleza semiantracítica a antracítica (Spangenberg & Macko, 1998). Su espesor varía de 25 a 150 m.

Dolomita Alfonso (DA). Esta tercera unidad de dolomías es absolutamente similar a las dolomías San Judas y San Vicente y es la tercera secuencia favorable para albergar la mineralización de zinc. En esta unidad se ha desarrollado la barra Alfonso que encierra varios mantos con distribución errática, aislada, cuyas dimensiones son pequeñas respecto a San Vicente. El techo de esta unidad falta a consecuencia del contacto fallado con la granodiorita Tarma y al plegamiento asociado. (Kilian, 2005) La variación de espesores es de 20 a 170 m.

Caliza Arcopunco. Es la tercera secuencia porosa similar a las anteriores. Aflora solo al norte de la mina y al sur de Sillapata. Su espesor es de 100 a 280 m.

Dolomita Colca. Es una cuarta secuencia dolomítica constituida de dolomitas ooides favorable para albergar zinc, sin embargo no se ha localizado menas económicas. El espesor varía de 30 a 50 m.

Unidades Superiores. Constituye los niveles calcáreos sobre las secuencias favorables. Litológicamente está constituida por calizas laminares, dolomíticas, chérticas y nodulares, con niveles de dolomitas micríticas. Alcanza un espesor de 80 m.

Las unidades comprendidas entre la Unidad Basal y la Dolomita San Vicente pertenecerían a la formación Chambará, a juzgar por los ammonites encontrados en la Unidad Basal y la Caliza Uncush (Prinz, 1985). Los sedimentos del Grupo Pucará en San Vicente desde la UB a DSV han sido atribuidos a la Formación Chambará mientras que la CU a la Formación Aramachay (Prinz, 1985).



FIGURA 5: Vista del flanco sur de la Quebrada. Puntayacu mostrando las Calizas bituminosas Uncush entre las dolomitas Alfonso y S. Vicente – Fuente Propia

Hacia el NE las dolomías oolíticas cambian a facies más arcillosas, de ambiente lagunar, denominadas “facies Vilcapoma” (Dávila 2000); las DA y las calizas no sufren este cambio (Kilian, 2005).

El Grupo Mitu que infrayace al Grupo Pucará y está compuesto de varios cientos de metros de espesor con areniscas y margas en la parte inferior, areniscas arcósicas y conglomerados en la parte intermedia y areniscas, margas, yeso, limonitas y pizarras hacia el techo de la secuencia.

2.2.2ROCAS IGNEAS

En la mina San Vicente la ocurrencia de material volcánico se circunscribe a algunos tufos en la Dolomita San Judas, en la Caliza Neptuno y en la parte inferior de la Dolomita San Vicente, derivado parcialmente de un volcanismo en parte coetáneo con el Grupo Pucará (Fonboté & Gorzawski, 1990). Por otro lado se han descrito pequeños lentes de cuerpos irregulares presumiblemente subvolcánicos en la dolomita San Judas donde ellos se encuentran fuertemente alterados y carbonatados (Kilian, 2005).

Las rocas ígneas más notables son las que corresponden al Granito Tarma el cual sobreyace a la secuencia Pucará producto de un sobrescurrimiento.

Está constituido por granitos y granodioritas de textura equigranular a microgranular con elevado porcentaje de feldespatos potásicos, de color rojizo. Tiene una edad entre 246 y 255 Ma. (Capdevilla et al, 1977; Lancelot et al, 1978; Gunnesch et al, 1990).

Por otro lado hacia el este del área aflora el batolito de San Ramón compuesto de una roca granuda rojiza cuya edad ha sido datada en 246 MA (Capdevilla et al, 1977) y

255 por (Gunnesch et al, 1990). Este batolito al igual que el Granito Tarma tienen una edad similar con los granitos de Coasa, Limbani y Aricoma en Puno y otros en el Cusco donde ellos ocurren con capas rojas y lavas de naturaleza peralcalina.

Algunos gabros y dioritas ocurren al norte del río Tarma en contacto con la granodiorita de Utcuyacu. Rocas similares han sido descritas igualmente cerca de Huacrash al sur de San Vicente (JICA, 1976, en Fontboté y Gorzawski, 1990)

2.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Tanto en interior mina como en superficie se han identificado 4 sistemas principales de fallamiento.

Sistema	N	S
Sistema	E	W
Sistema	NE	SW
Sistema	NW	SE

Sistema N – S: Las Fallas N-S en un contexto regional, constituyen fallas de margen de cuenca durante la sedimentación del Pucara: cambios bruscos de Facies y espesor son atribuibles a ellas, las más representativas son la falla **Alicia al este** de la mina que controla la sedimentación entre la mina Norte y Qda. Vilcapoma y la falla **Solitaria al oeste** de la mina que durante la tectónica andina habría servido como zona de despegue del sobre escurrimiento del granito Tarma.

En interior mina; estas estructuras son esencialmente paralelas a la estratificación (los rumbos pueden ser ligeramente variables) con buzamientos bajos al Oeste, sus

desplazamientos son inversos (modelo de barajas), pero han sido reactivadas con movimientos normales de menor intensidad. Ocasionalmente, estas cortan a la estratificación y estarían indicando rampas de corrimiento que aún no han sido bien definidas.

Sistema E – W: Tienen generalmente alto ángulo de buzamiento hacia el Norte, sus desplazamientos son normal-dextral (pitch 30° E). Probablemente sean una variación del sistema NE-SW. Buenos exponentes de este sistema se encuentran al norte de la coordenada 21,600 en el nivel 1750; así por ejemplo la falla 1640 que correlaciona en superficie con la falla **Colca Sur Centro**, que ha desplazado cerca de 50 m. el manto San Vicente Techo hacia el Este.

Sistema NE – SW: Tiene buzamiento generalmente al NW y su movimiento es dextral normal (< 20°), este sistema pertenece al lineamiento Puntayacu que es un conjunto de fallas con un ancho de más de 400 mts. De alcance y al parecer han producido grandes desplazamientos en los componentes horizontales sobre todo al Sur de la coordenada 20,530 en el Nv. 1750.

Sistema NW – SE: Son también de alto buzamiento al SW; ocasionan desplazamiento sinistral-normal principalmente. Las fallas 860 y 1220 son los mejores exponentes en interior mina. Se originaron como fallas tensionales de un desgarre sinistral de las grandes fallas longitudinales (Solitaria y Alicia); esto explica el carácter tangencial de la falla 860 en las proximidades de la falla Alicia. Asimismo, durante la tectónica andina, que produjo el sobre escurrimiento del granito Tarma sobre el Pucará, este sistema NW-SE se comportan como conjugada del sistema Puntayacu NE, los juegos de ambos sistemas son totalmente compatibles

con el movimiento inverso de las fallas longitudinales; dando en conjunto esfuerzos compresivos E-W, que es lógico considerando el contexto tectónico regional de escamas cabalgantes de rumbo N-S.

2.4 GEOLOGIA ECONOMICA

San Vicente es un yacimiento MVT estrato ligado con mineralización de Zinc y Plomo. El área mineralizada tiene una longitud de 6.0 Km. entre las zonas de San Vicente (Norte y Sur), Uncush Sur, Siete Jeringas y Chilpes, a lo largo de la cual se encuentran afloramientos a manera de lentes irregulares tanto en sentido horizontal como vertical.

2.4.1 MINERALIZACIÓN

La mineralización de Zinc en San Vicente se presenta en las siguientes formas o tipos:

Tipo ‘Cebra’.- Es la típica mena bandeada; en donde el sulfuro principal es la esfalerita de color marrón-gris-amarilla, etc., de cristalización fina no ferrífera (Blenda Rubia); la galena se presenta en pequeñas cantidades, es errática compacta a finamente cristalizada con disseminaciones de pirita fina.

La estructura ‘Cebra’ consiste en venas paralelas de esfalerita y dolomita, de una simetría múltiple en el sentido transversal y generalmente es paralela a la secuencia sedimentaria. Lapotencia varía de 1.0 m. a 2.0m.

Tipo 'Brecha'.- Fragmentos angulosos de esfalerita masiva, esfalerita bandeada y dolomita, cementados con venas de calcita y/o dolomita; se considera que esta mineralización se ha formado a expensas de la mineralización bandeada.

Tipo 'Masivo'.- Consiste en esfalerita de grano fino distribuida en pequeños lentes compacto con dolomita gris clara recristalizada, éste tipo de mineralización está ligada a mantos de gran potencia y con alto contenido de Zinc.

2.4.2 CONTROLES DE LA MINERALIZACION

Se ha determinado los siguientes controles:

- 1. Control Estructural.-** Algunas veces los mantos se encuentran más ricos a un lado de la falla, y/o diques de brecha y/o pliegues debido a la removilización de la esfalerita por acción del tectonismo.
- 2. Control de Fluido.-** La WSD al igual que la pirita y el bitúmen y los oolitos están acompañado al mineral en las cajas piso o techo de los mantos lo que ayuda o sirve de catalizador (Bt) para la cristalización de esfalerita.
- 3. Control de Facies.-** La roca caja que alberga los mantos de esfalerita son de facies oolítica permeable en el frente Este de los mantos está constituida por facies dolomíticas finas impermeables lo que permitió el entrapamiento del flujo mineralizante.

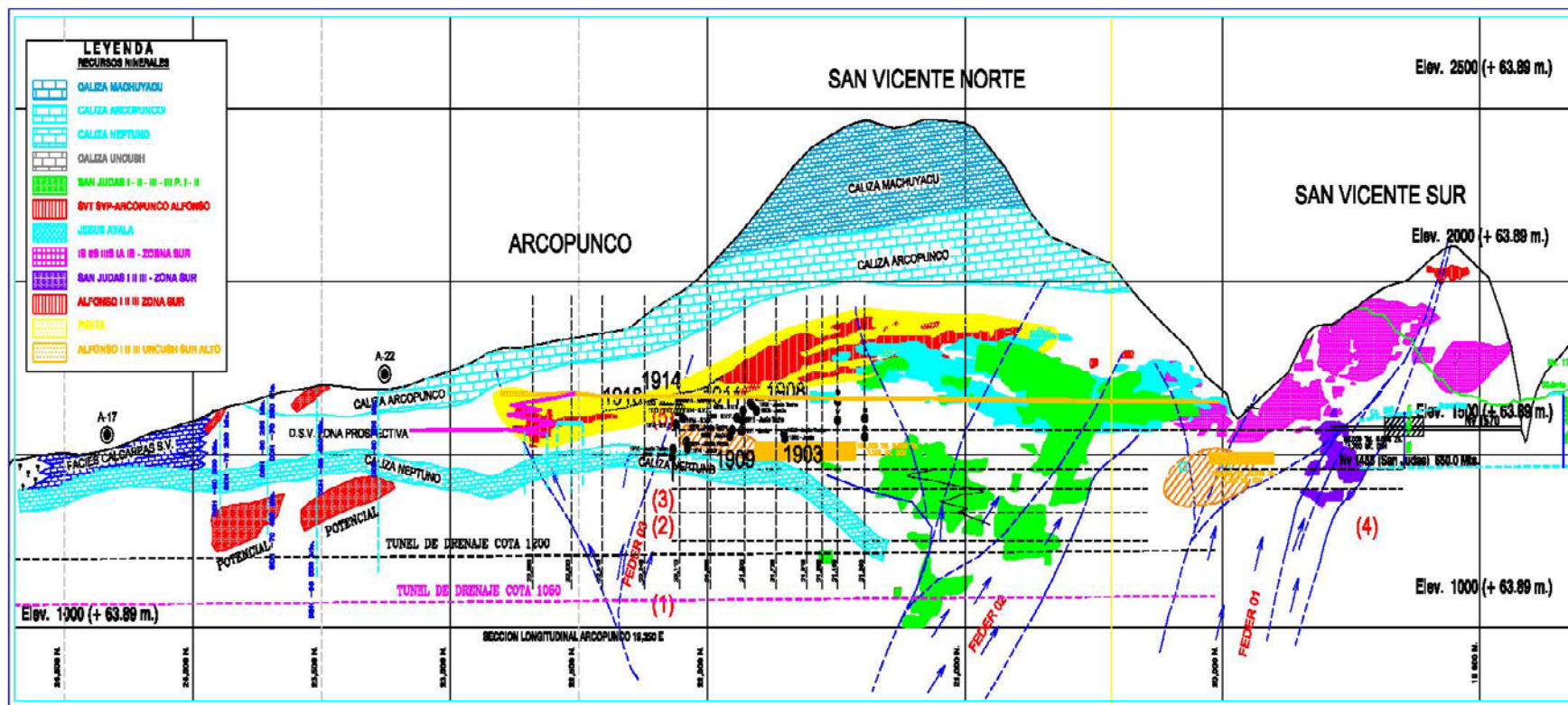


FIGURA 6: Sección longitudinal mostrando los cuerpos mineralizados y roca encajonante - Fuente: archivo SIMSA.

CAPÍTULO III

OPERACIONES MINERAS UNITARIAS

La operación consiste en la extracción de minerales por un método de minado subterráneo, el método empleado en la mina es el de Variante de camaras y pilares-zigzag.

El ciclo de minado está integrado por las siguientes actividades importantes en la operación.

3.1 La perforación.

3.2 La voladura.

3.3 El sostenimiento.

3.4 La limpieza.

3.5 El acarreo.

3.1 La perforación. La perforación es la primera operación o pilar de la voladura. Su propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos denominados taladros que están destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores.

El principio de la perforación se basa en el efecto mecánico de percusión y rotación, cuya acción de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca.

- Longitud de la Barra 12'
- Longitud de perforación: 10'
- diámetro de la broca: 45 mm.

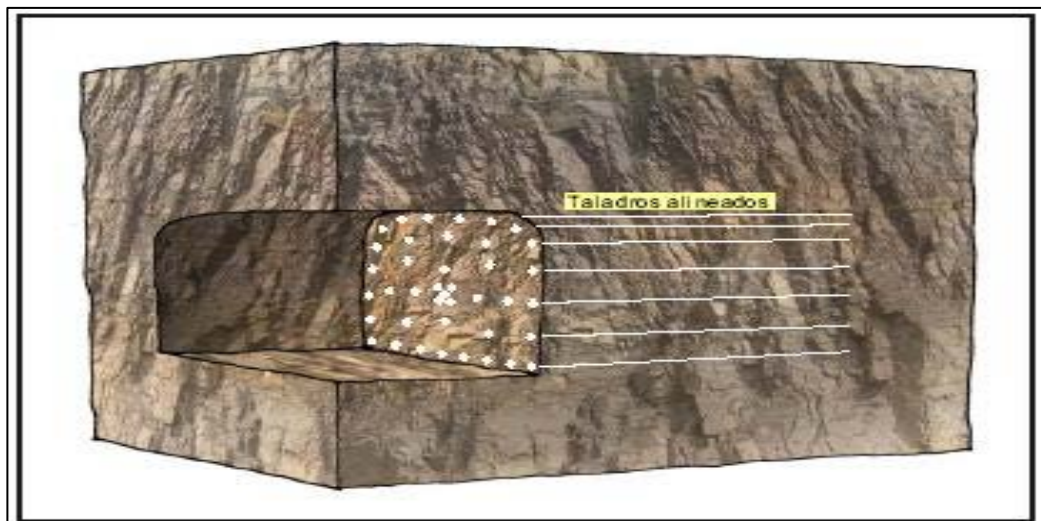


FIGURA 7: Vista de un frente con taladros perforados – fuente propia

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo.

La calidad de los taladros que se perforan están determinados por tres condiciones: diámetro, longitud y el paralelismo.

Para realizar la perforación en labores de avance y explotación se utilizan boomers electros hidráulicos de un brazo (Boomer T1 D). Los cuales perforan una longitud de taladro de hasta 12’.

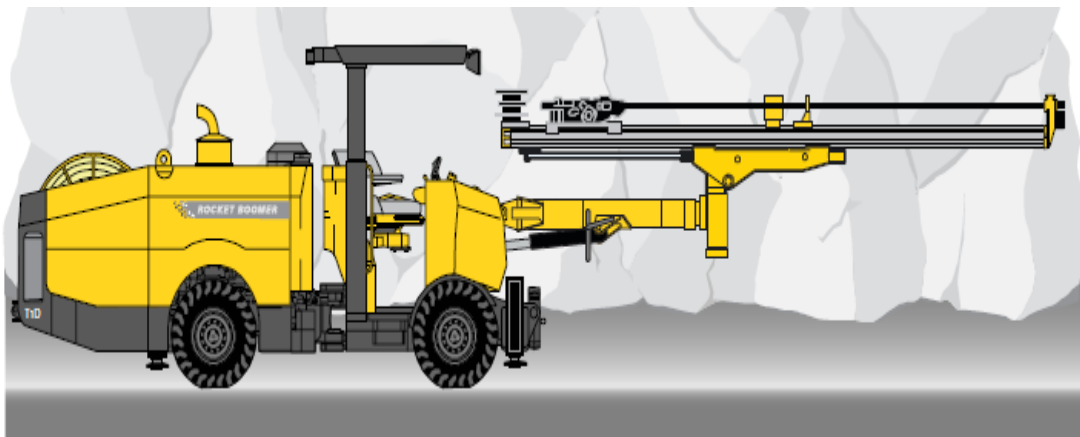


FIGURA 8: Boomer T1 D de un brazo – fuente propia

3.2 La voladura.

La voladura es el segundo proceso más importante de la operación minera que consiste en almacenar los explosivos en los taladros con sus respectivos accesorios y luego detonarlos para triturar la roca o el mineral que se será extraída posteriormente en los siguientes pasos.

Para la voladura como explosivos y accesorios se utilizan: a la emulsión explosiva encartuchada como el emulnor de: 1000 (color verde), 3000 (color rojo) y 5000 (color amarillo), pentacord 5p-cordon detonante, mecha rápida (encendido), carmex (iniciador) compuesto por: (fulminante común N°8, conector para la mecha rápida, y una mecha se seguridad), faneles de periodo corto, tiempo de retardo en

milisegundos (color rojo), faneles de periodo largo, tiempo de retardo en segundos (color amarillo) y para voladura controlada se utiliza el famecorte 60 (color amarillo) y para voladura controlada se utiliza el famecorte 60

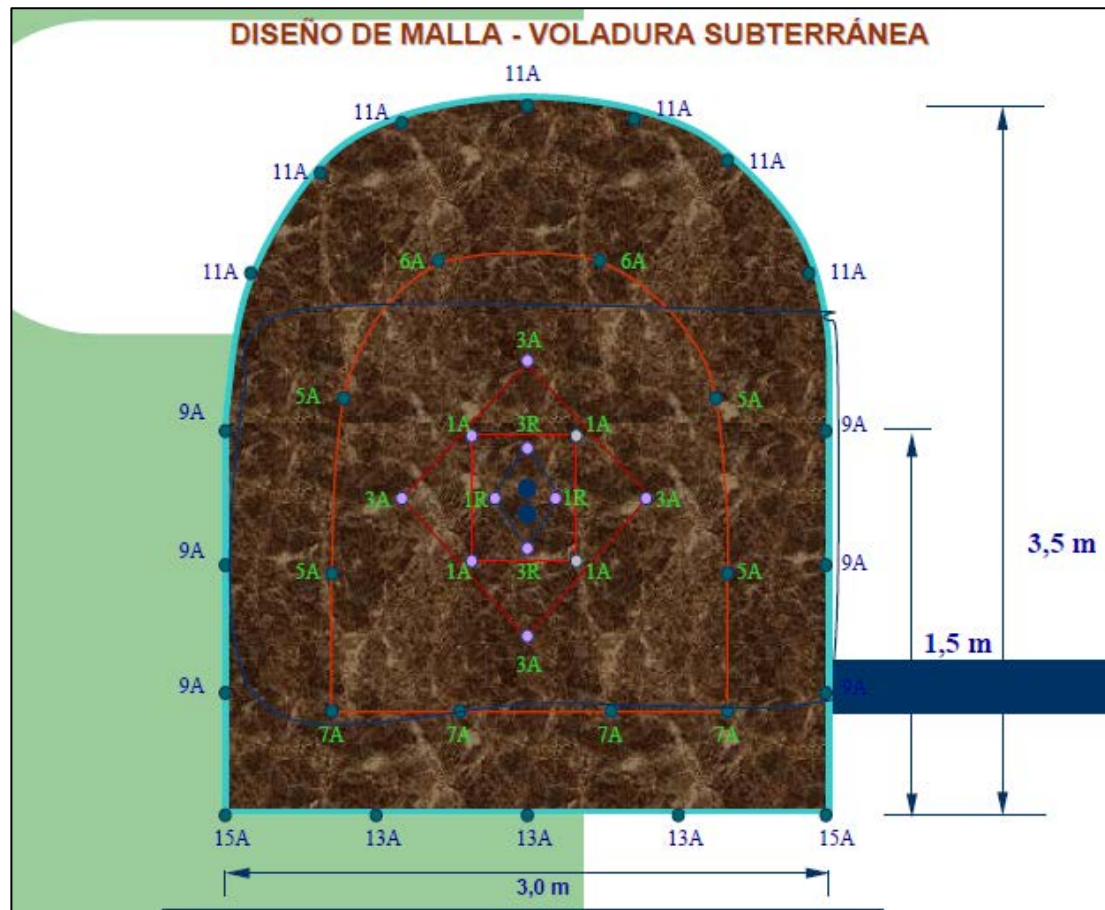


FIGURA 9: Diseño de malla para la voladura subterránea – fuente propia

- Longitud del taladro: 10'
- Diámetro de la broca: 45 mm.
- Sección: 3.5 m. x 3.0 m.
- RMR: 62 Tipo de roca: II - buena
- N° de taladros perforados: 38.
- Taladros de alivio: 4
- Taladros de producción: 34

Cantidad de explosivo utilizado en un frente de 34 y uno de 44 taladros de producción.

TABLA 3: Distribución de explosivo para un frente de 34 y 45 taladros – fuente propia.

Emulsiones de (emulnor)	1000	3000	5000
Unidades/caja	88	86	84
Peso/caja (Kg.)	25	25	25
Peso/unidad (Und./Kg.)	0.284	0.291	0.298

Seccion	Cantidad de explosivos			
	3.5 m. x 3.	4.5 m. x 4.0 m.	3.5 m. x 3.0 m.	4.5 m. x 4.0 m.
Arranque	5	5	45	45
Ayuda de arranque	4	4	36	36
Primera ayuda	4	4	36	36
Segunda ayuda	4	4	36	36
Cuadradores	4	6	36	54
Ayuda de cuadradores	0	4	0	36
Alzas o corona	5	5	20	20
Ayuda de alza o corona	0	4	0	28
Arrastres	5	5	45	45
Ayuda de Arrastres	3	4	21	28
Numero de taladros/ frente.	34	45		
Emulnor de 1000	5.68	5.68		
Emulnor de 3000	61.05	86.92		
Emulnor de 5000	13.39	13.39		
Total explosivo/frente (Kg/frente).	80.12	105.99		

3.3 El sostenimiento.

Cuando las rocas encajonantes o la estructura presentan inestabilidad se coloca sostenimiento como: sostenimiento con Split set, malla electrosoldada, shotcrete, cimbras. Para realizar el sostenimiento de Split set, malla electrosoldada se realiza con boomers de sostenimiento, el sostenimiento con shotcrete es mediante la vía seca y se utiliza las OCMER OCM-015 SIMPLEX.



FIGURA 10: Personal lanzando shotcrete – fuente archivo SIMSA.

- Split set de 7' de longitud el cual resiste aproximadamente 1 Ton/pie. Para lo cual se realizan pruebas de arranque.
- Malla electrosoldada, el rollo de malla tiene las dimensiones 2.0 m. ancho por 25 m. de largo.
- El sostenimiento con shotcrete para un espesor de 2" tiene una resistencia a la compresión de 215 Kg/cm².
- El factor de rebote se encuentra alrededor del 37%.
- El sostenimiento con shotcrete es mediante vía seca.

3.4 La limpieza.

Para realizar la limpieza ya sea de mineral o desmonte producto de la voladura se emplean scoopstrams que acumulan el material fragmentado en cámaras de acumulación, entre los cuales tenemos: scooptram ST 7 de 3.5 Y³ marca Atlas Copco, los cuales aparte de la limpieza de los frentes son usados para el carguío de material fragmentado a los camiones volvo y dumpers.



FIGURA 11: Scoop st 7 de 3.5 y³ limpiando un frente – fuente archivo SIMSA.

- Para una distancia de 120 m. En Horizontal su rendimiento es de 70 Ton/hr.

3.5 El acarreo.

El acarreo desde interior mina se realiza con camiones volvo de 20 toneladas cada uno hasta el echadero 610, para luego ser trasladado mediante una línea trolley a través de carros mineros hasta la planta concentradora (tolvin).

3.6 Tratamiento

La Planta Concentradora de la Unidad San Vicente tiene una capacidad instalada de 2,700 TPD, actualmente procesa por flotación 2,700 TPD de mineral de 0.42% de Pb y 5.60 % de Zn; produce 170 TPD de concentrado de Zinc con 60.00 % Zn (94.00 % de Recuperación de Sulfuros) y 11 TPD de concentrado de plomo con 55 % Pb (65 % de Recuperación).

3.6.1 Extracción y recepción del mineral.

El mineral se extrae por el Nv 1455 con locomotora y es recepcionado en un tolvin de 80 TN de capacidad, luego a través de tres fajas es transportado a una tolva de gruesos de 500 TN.

3.6.2 Chancado.

El radio del chancado es 190 TPH, La operación se realiza en 3 etapas, la primera etapa con una chancadora de quijada de 16"x 24" Loro Parisini, la etapa secundaria con una zaranda vibratoria 7' x 10' doble deck y chancadora cónica Excell Raptor XL300 y la tercera etapa se cuenta con una chancadora cónica Symons 5 1/2 cuyo producto de ambas chancadoras cónicas alimentan a la zaranda vibratorio 7'x14'doble deck.

El producto final del chancado es 100% a 1/2". El mineral triturado se almacena en un silo de 3,000 TM de capacidad que alimenta al circuito de molienda primaria.

3.6.3 Molienda

El circuito de molienda consta de cuatro líneas de molienda primaria (una en stand by) con molinos de bolas 8' x 10' y ciclones D-20 inclinados 20° respecto a la horizontal con una capacidad de 30 TMSPH, también un circuito de remolienda con molino de bolas 6' x 6' y una batería de 3 ciclones D-6".

3.6.4 Flotación

El proceso de flotación comprende los circuitos diferenciales de Pb y Zn.

El circuito de plomo: lo conforman: Un banco Rougher-scavenger OK-8 "Öutokumpu" de 6 celdas que hacen una capacidad total de 1,800 pies cúbicos y un banco Cleaner con 8 celdas Sub-A 24 de 400 pies cúbicos dispuesto para 2 limpiezas del concentrado rougher y 1 limpieza del concentrado scavenger.

El circuito de zinc comprende: Un banco Rougher-I con 4 celdas DR-180 de 720 pies cúbicos, Un banco Rougher-II con 6 celdas DR-180 de 1,080 pies cúbicos, un banco Scavenger con 8 celdas OK-8 de 1800 pies cúbicos, El concentrado del banco rougher I se alimenta a un banco de 8 celdas sub A 24 de 2 limpiezas el cual produce un concentrado final de Zn (Esfalerita rubia. Por otra parte el concentrado del Bancos Rougher II, es el alimento al circuito de remolienda y el producto "finos" va a la celda Tanque RCS – 50 para limpieza del concentrado remolido. El concentrado de este banco constituye el alimento a la celda Columna #2 cuyo producto conforma el concentrado final de Zn(Esfalerita oscura), el relave de la celda Columna constituye el alimento a la celda Tanque RCS - 50. Los medios de la Celda Tanque son enriquecidos en un Banco de cuatro celdas DR – 180 cuyo concentrado es retornado a la celda Tanque RCS - 50. El concentrado de la celda Tanque es retornado nuevamente a la celda columna N° 2 de 6 pies de diámetro por 45 pies de altura (la celda columna N° 1 está en stand by).

3.6.5 Espesamiento y filtrado

La etapa de Espesamiento cuenta para el concentrado de zinc con 02 espesadores de 50' x 10' y 36' x 10', para el concentrado de plomo se tiene un espesador de 20' x 10'.

El filtrado del concentrado de zinc se hace con un filtro de 8 discos de 6' x 8 y el de plomo en un filtro de 1 disco de 6' x 1; además se tiene en stand by un filtro de 8 discos x 9' para el zinc. La humedad final del concentrado de Zinc está en 10.85 % y la del concentrado de Plomo en 10.10 %.

3.7 Tratamiento de relaves

El relave de Planta es aproximadamente 1,790 TPD y se clasifica en una batería de 3 ciclones Cavex 400 con Apex: 2½" y vortex: 4 ". El underflow constituye el 75% del sólido total que se envía como relleno hidráulico a la mina, el overflow representa el 25% que se deposita en la presa de Relaves. . El bombeo de relleno hidráulico a mina se hace a través de 02 Bombas MARS H-180 con capacidad de 40 m³ por hora (una en la mina y la otra instalada en planta). Cuando no opera la Bomba Mars todo el relave se envía a la Presa de Relaves La Esperanza, ubicada en la localidad de Vitoc, distante a 8.50 Km. de la Planta Concentradora.

3.8 Tratamiento efluentes planta y agua de mina

Para el tratamiento de las aguas provenientes del Nv. 1455 y los drenes de la Planta Concentradora, se dispone de un clarificador de 60' de ϕ . en el punto de descarga se adiciona floculante; underflow es enviado a la presa de relaves La Esperanza y el overflow (rebose) es derivado al río Puntayacu.

CAPÍTULO IV

VARIANTE DEL METODO DE CAMARAS Y PILARES ZIGZAG

4.1 ANTECEDENTES

Durante muchos años SIMSA, viene explotando sus reservas con dos métodos tradicionales de explotación, el de Corte y relleno Ascendente y el de Cámaras y Pilares; A raíz de que el programa de exploración es ambicioso, estos dan resultados positivos, los cuales acarrearón el problema de que se tenían las preparaciones desfasadas de los tajos de producción.

Justamente, es aquí donde nace la necesidad de ver otras alternativas que se tenían para la preparación de nuevas zonas de producción, los cuales estaban sujetas al tiempo, al costo, a la ley de Zinc y al tonelaje del mismo.

4.2 CONTEXTO

En el afán de una mejora continua de los procesos de la operación de la mina y comprometidos con el ahorro de costos en las preparaciones y la explotación de los

tajos de la mina, se ha trabajado en un nuevo método de explotación, que actualmente se aplica en la mina.

Este método nos ayuda a realizar el minado de los tajos en menor tiempo y con menor costo operativo, evitando la preparación de nuevos accesos en desmonte cada cierta cota, ya que los accesos mediante este método, se realizan dentro del tajo mismo y en mineral. Este método lo hemos denominado “El Minado en Zigzag”, el cual se mantiene hasta agotar las reservas del tajo y al final del mismo, se comienza a desgastar los pilares de soporte del tajo, con un minado en retirada, este método puede ser empleado en negativo, como en positivo.

4.3 NECESIDAD QUE RESUELVE

Con este método de minado se resuelve la necesidad de explotación de reservas en mantos de 25° a 30° de buzamiento, reduciendo los costos de minado de **23.02 a 19.45 U\$/ton**. Y permitiendo tener una producción sostenida en mineral con una productividad de toneladas/hombre-guardia de **12.76 a 15.69**, en el más breve plazo dada una situación de escasa cantidad de tajeos preparados.

Este método de minado nos ha permitido dar la solución a los problemas, que se tenían anteriormente con los costos de minado y la productividad.

4.4 CARACTERISTICAS DEL MANTO

En mantos cuyo buzamiento este entre 25° a 30°

RMR > 60 categoría: II roca buena.

Potencia del manto ≥ 2.5 m.

4.5 DESARROLLO DEL PROYECTO

4.5.1 OBJETIVOS DEL PROYECTO.

Los objetivos que se tienen con el presente trabajo son:

1. Reducir los costos en las preparaciones de accesos a las zonas de minado.
2. Reducir el tiempo en la preparación de accesos, a las zonas de minado.
3. Aumentar la productividad toneladas/hora hombre guardia
4. Aumentar la producción de 536 toneladas día a 800 toneladas día.
5. Aumentar la vida útil de la desmontera.

4.5.2 UBICACIÓN.

El tajo que se ha evaluado para la realización del presente trabajo, es el tajo 7595 del área 22, y se encuentra en el Nv. 1595, en la zona conocida como RHAMIS, en la mina de Uncush Sur Alto.

4.5.3 RESERVAS – PRODUCCIÓN

Las reservas que se tienen en los tajos, son como se ven en el siguiente cuadro.

TABLA 4: Tajos minados y en producción – fuente SIMSA.

Tajo: 7590		Tajo en relleno detrítico	
Mes	Ton/Mes	% Zn	% Pb
Agosto	11944	5.35	0.44
Septiembre	7926	5.48	0.28
Octubre	7926	6.22	0.30
TOTAL	27796	5.60	0.34

Tajo: 7595		Tajo en producción	
Mes	Ton/Mes	% Zn	% Pb
Agosto	12056	6.35	0.45
Septiembre	16074	5.27	0.32
Octubre	16074	5.48	0.26
Noviembre	23501	5.03	0.35
Diciembre	5195	5.16	0.45
TOTAL	72900	5.57	0.35
Tajo: 7650		Tajo en producción	
Mes	Ton/Mes	% Zn	% Pb
Noviembre	7555	5.76	0.28
Diciembre	19500	5.24	0.31
Enero	19500	5.36	0.33
Febrero	12350	6.02	0.26
Marzo	8950	5.55	0.41
TOTAL	67855	5.58	0.32

Peso específico mineral: 3.0 Ton/m³.

Peso específico desmonte: 2.7 Ton/m³.

Ley de corte 5.32%

4.5.4 DISEÑO DEL PROYECTO.

Para el diseño del proyecto, se ha tenido en consideración, crear nuevas zonas de minado, en el menor tiempo posible y con bajos costos de operación, para cubrir la producción diaria y mensual de la mina, el buzamiento del manto, el tipo de roca, el diseño de la rampa principal, el sostenimiento y la ventilación entre otros.

- en algunos casos especiales llega hasta los 35°.Buzamiento del manto: El buzamiento del manto es de E-W con un buzamiento de 25° a 30°.
- Dimensiones del manto: Las dimensiones del tajo son:

Largo: 80 m.

Ancho: 75 m.

Potencia del manto: 4.0 m.

- RMR: ≥ 60 categoría: II roca buena.
- Sostenimiento: El sostenimiento del tajo y el acceso principal se sostiene con Split set de 7' de forma sistemática, para lo cual se tiene Boomers de sostenimiento.
- Ventilación: El aire fresco ingresa por la rampa principal desde el nivel y el aire viciado sale por medio de un Raise Boring de 5' de diámetro el cual tiene en la cabeza un extractor de 55,000 cfm (ventilador principal), dicho Raise Boring conecta con un nivel superior y desde este nivel se tiene al Raise Boring principal de 7' de diámetro el cual evacua el aire viciado hacia superficie mediante un extractor de 105,000 cfm (ventilador principal).

Para minar los tajos en producción y preparación se cuenta con ventiladores auxiliares de 20,000 cfm y 12,000 cfm, y la ventilación es forzada en dichas zonas.

- Extracción: Una vez realizada la limpieza del tajo por los scoops hacia las camaras de acumulación estos proceden a cargar a los camiones volvos con mineral 20 toneladas por volvo, para su extracción hacia el echadero 610, al pie del echadero se encuentra la tolva 610 desde donde el mineral es extraído hacia la planta concentradora mediante la línea trolley (locomotora más carros mineros).

4.5.5 TRABAJOS A REALIZAR.

Los trabajos a realizar son los siguientes:

Se cubica el mineral.

Se diseña el plan de minado al más bajo costo con la mayor seguridad.

Se prepara el nivel de extracción.

Se desarrolla la rampa principal (200 m.) con camaras de acumulación y carguío a la entrada de cada tajo.

Se prepara un acceso de 40 m. Para cortar el manto desde la caja techo hasta la caja piso y empezar con el minado.

Se prepara la cámara para la poza de bombeo si existiese la presencia de agua.

Se realizan las instalaciones de servicios de agua y energía.

4.5.6 EJECUCION DEL PROYECTO.

Este método aplica, en mantos de buzamientos, entre 25° y 30°, con potencias de mineral de 2.5 m. a más y con rocas de RMR mayores a 60 (RMR 62, categoría II, roca buena), constan de un acceso previo de 40 m. Desarrollado hacia la caja techo, hasta interceptar el mineral, cruzándolo en toda su potencia hasta llegar a la caja piso en donde se desarrollara con rumbo N-S en el primer piso en toda la longitud del tajo, una vez delimitado se prolonga la labor en desmonte 12 metros que servirán como cola para brindar la posición adecuada que permitirá continuar el frente en positivo siguiendo el rumbo y buzamiento (diagonal) hasta formar un pilar que de acuerdo a las evaluaciones geomecánicas son de 4.00 x 4.00 m. Una vez conformado el pilar se continúa el frente de forma horizontal siguiendo el rumbo de la estructura hasta llegar al extremo opuesto del tajo donde se repetirá el mismo proceso. Para facilitar el proceso de extracción del mineral en uno de los extremos del tajeo se

desarrollara un crucero hacia el piso el cual se comunicara mediante labores que servirán para el acarreo del mineral.

Delimitado el tajo en altura se inicia la construcción de cámaras que conectan los corredores superiores e inferiores, en una etapa final desde el extremo superior del tajo se inicia el minado en retirada que consiste en desgastar los pilares y realzar la corona de acuerdo a la potencia del manto, llegando a tener una recuperación de hasta el 90 %.

La ventilación utilizada dentro de los tajos es mediante ventilación forzada.

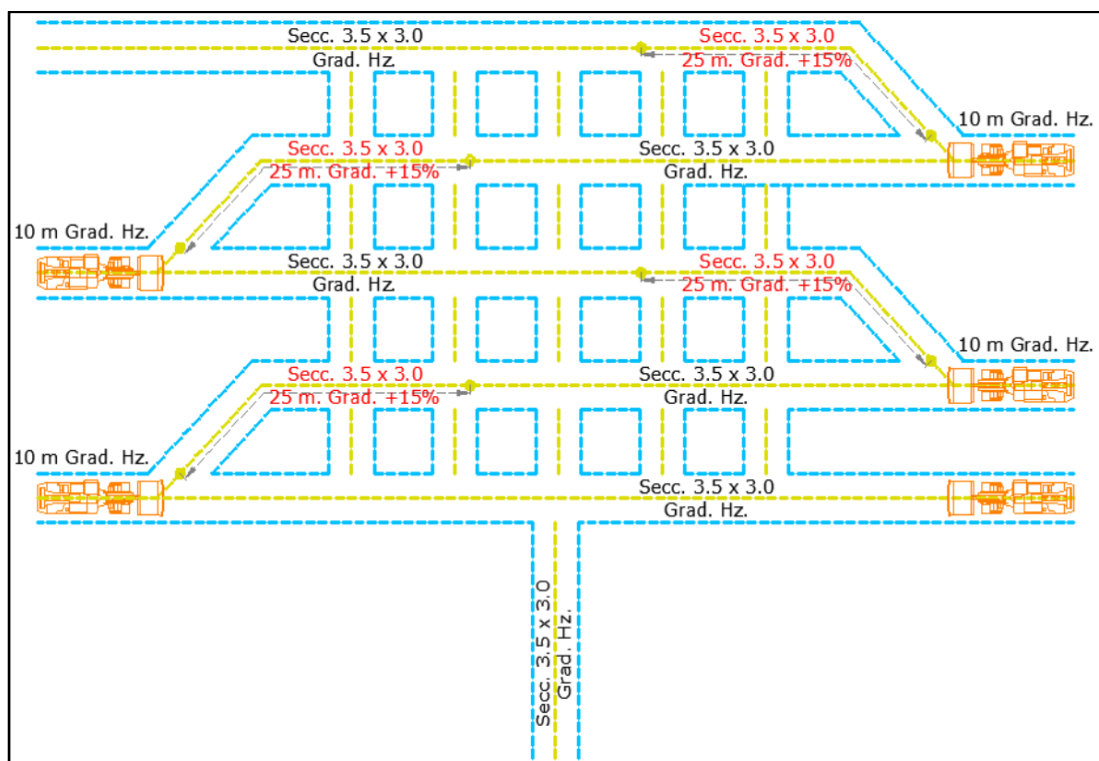


FIGURA 12: Alternativa ZIGZAG vista en planta fuente archivo SIMSA.

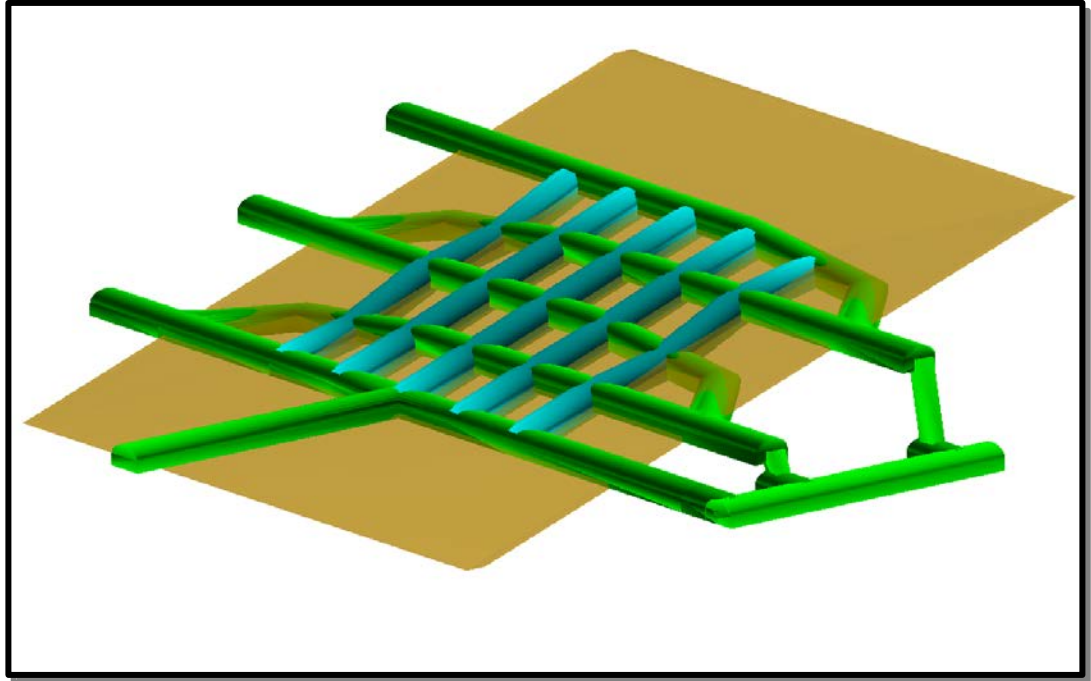


FIGURA 13: Alternativa ZIGZAG vista isométrica 1 corte – fuente archivo SIMSA.

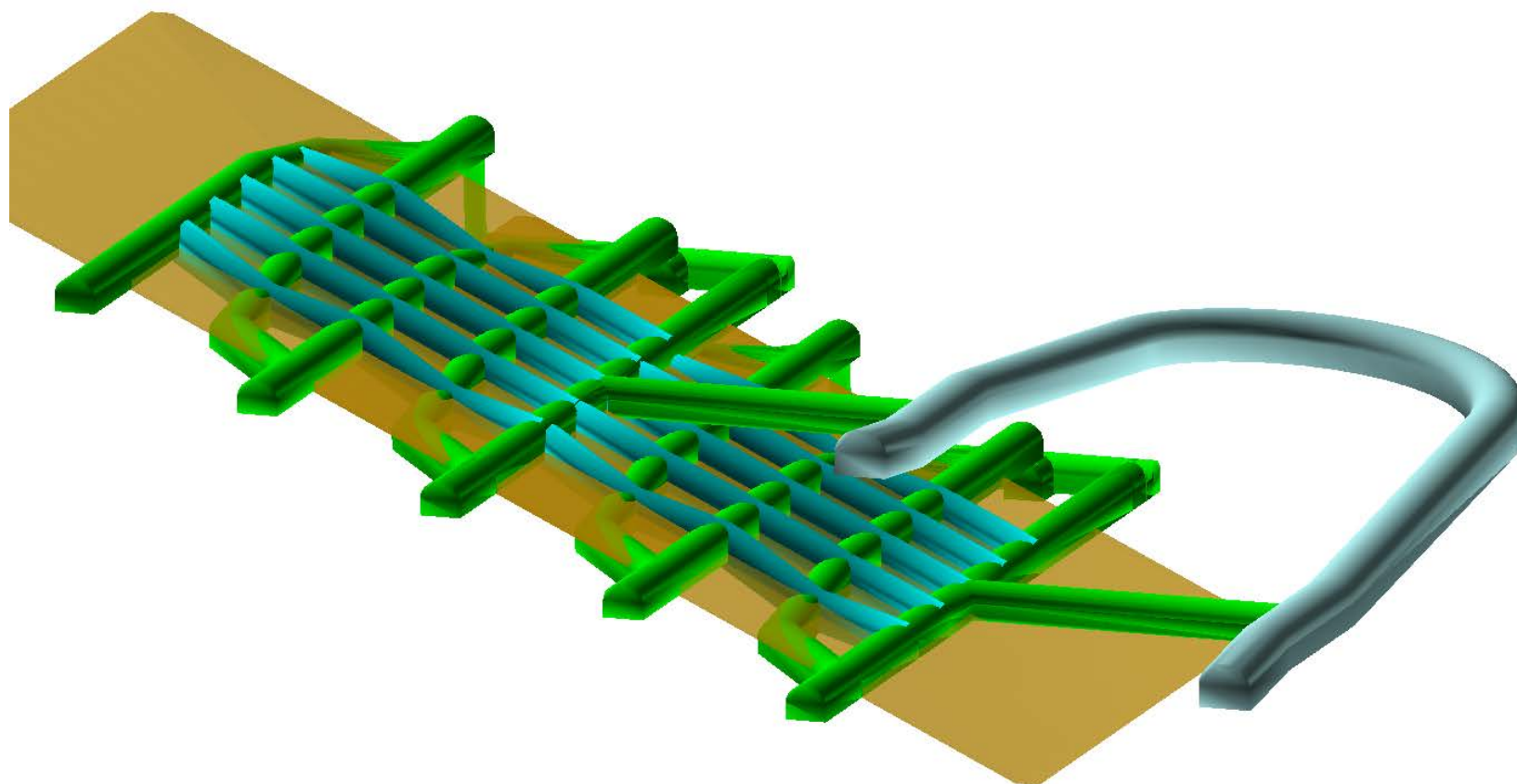


FIGURA 14: Alternativa zigzag vista isométrica 2 cortes – fuente archivo SIMSA.

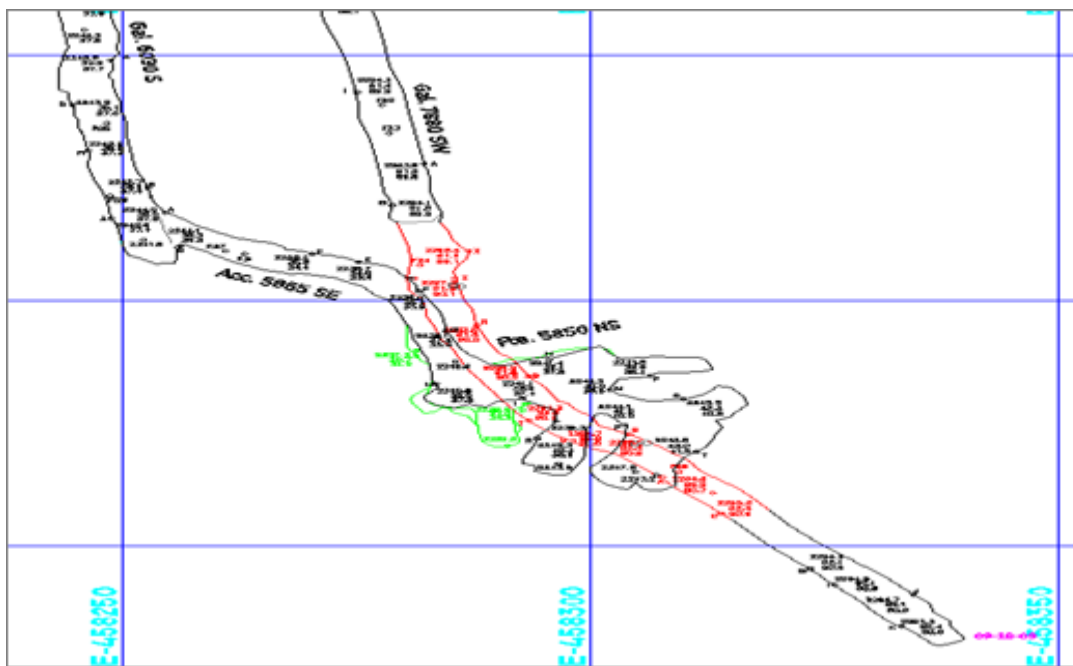


FIGURA 15: Antes del minado – fuente archivo SIMSA.

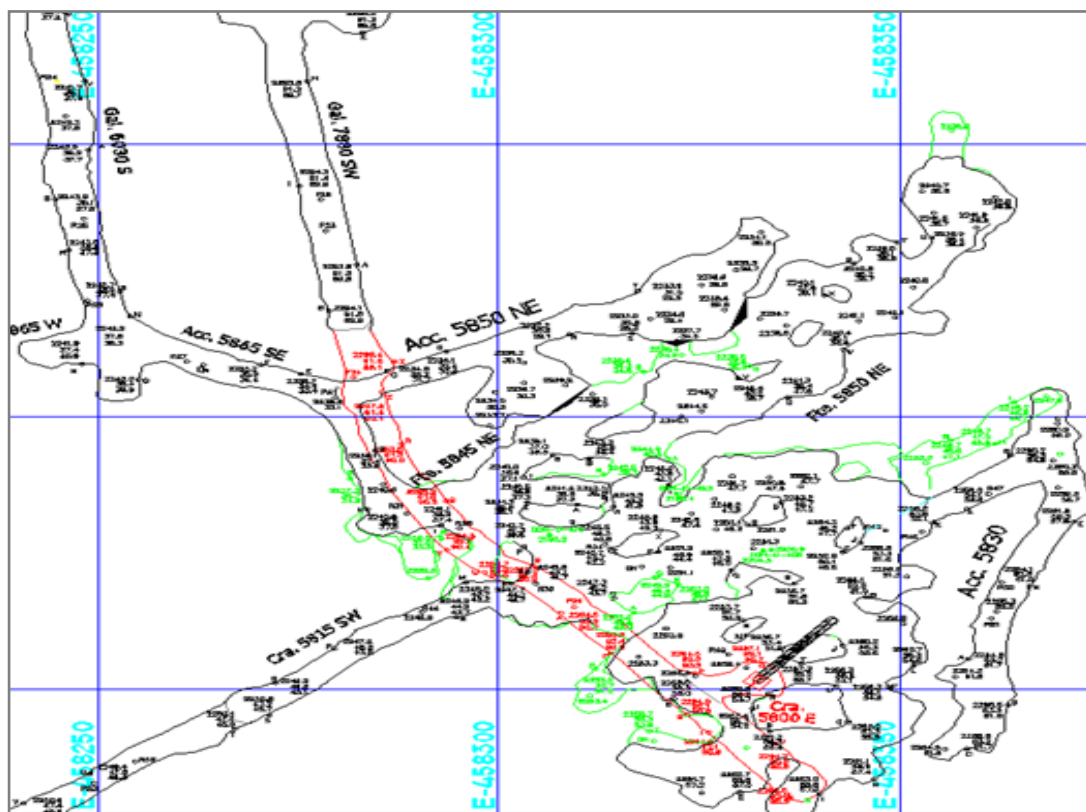


FIGURA 16: Después del minado – fuente archivo SIMSA.

TABLA 5: Costo del minado tradicional VS minado en ZIGZAG – fuente archivo SIMSA.

COSTOS MINADO ZIGZAG				
Labores	Unidad	Cantidad	US\$/m	Costo (US\$)
RAMPA 4.5*4	m	200.00	1300	260000
Acceso 3.5*3 (1 acceso)	m	40.00	1100	44000
Costo de minado	U\$			1113750
TOTAL COSTO MINA	U\$			1417750

COSTO MINADO TRADICIONAL				
Labores	Unidad	Cantidad	US\$/m	Costo (US\$)
RAMPA 4.5*4	m	200	1300	260000
Acceso 3.5*3 (3 accesos)	m	120	1100	132000
Costo de minado	U\$			1113750
TOTAL COSTO MINA	U\$			1505750

COSTO MINADO ZIGZAG	U\$/ton.	19.45
Costo por tonelada de mineral		

COSTO MINADO TRADICIONAL	U\$/Ton.	23.02
Costo por tonelada de mineral		

Como se puede observar en la TABLA 5. Con el minado en zigzag se ahorra 3.58 U\$/ton con respecto al método tradicional.

CAPÍTULO V

INDICADORES DE IMPACTO EN LA PRODUCTIVIDAD

Eficiencia: Toneladas por hombre guardia (Ton/h-gdia) o toneladas por tarea (ton/tarea) para una jornada de 8 horas. Con el método tradicional la eficiencia se encontraba en 12.76 Ton/h-gdia. Con el zigzag se eleva a 15.69 Ton/h-gdia.

TABLA 6: Toneladas hombre-guardia – fuente propia.

Personal/ guardia.	Cantidad
Cargadores desatadores.	4
Maestros perforistas.	2
Perforista de sostenimiento.	1
Ayudante para sostenimiento.	1
Operadores de scoops.	2
Supervisor de campo.	1
Operadores de camiones volvo.	3
Personal de servicios auxiliares.	3
Total personal por guardia.	17
Toneladas/día con el zigzag.	800
Toneladas/día sin el zigzag.	535.82
Número de guardias/día.	3
Ton/horas-gdia.-con el zigzag.	15.69
Ton/horas-gdia.-método tradicional.	12.76

- El costo de minado con el método tradicional (U\$/tonelada de mineral) era de 23.02 U\$/ Ton. de mineral y con el zigzag es de 19.45 U\$/ Ton. de mineral teniendo un ahorro de 3.58 U\$/ Ton. de mineral.
- El factor de avance promedio de las últimas ocho semanas es de 28.07 Kg/m de avance de una línea base de 28.36 Kg/m avance y el objetivo es llegar a 25.5 Kg/m avance.
- Los metros por disparo promedio de las últimas ocho semanas es de 2.86 m/disparo de una línea base de 2.75 m/disparo y el objetivo es llegar a 3.0 m/disparo.

TABLA 7: Rendimiento scoop Atlas Copco st-2.5 yd³ - fuente propia.

DISTANCIA (m)	Rendimiento (ton/hr)				
	Horiz.	10.0%	14.3%	20.0%	CURVA IDEAL
50	66.4	62.3	59.0	52.1	106.7
100	46.4	42.5	39.5	33.5	67.2
150	35.7	32.2	29.7	24.7	49.0
200	29.0	26.0	23.8	19.6	38.6
250	24.4	21.8	19.8	16.2	31.8
300	21.0	18.7	17.0	13.8	27.1
350	18.5	16.4	14.9	12.1	23.6
400	16.5	14.6	13.2	10.7	20.8
450	14.9	13.2	11.9	9.6	18.7
500	13.6	12.0	10.8	8.7	16.9
550	12.5	11.0	9.9	8.0	15.5
600	11.6	10.2	9.2	7.3	14.3
650	10.8	9.5	8.5	6.8	13.2
700	10.1	8.8	8.0	6.4	12.3
750	9.4	8.3	7.5	6.0	11.5
800	8.9	7.8	7.0	5.6	10.9
850	8.4	7.4	6.6	5.3	10.2
900	8.0	7.0	6.3	5.0	9.7
950	7.6	6.6	6.0	4.8	9.2
1000	7.2	6.3	5.7	4.5	8.8

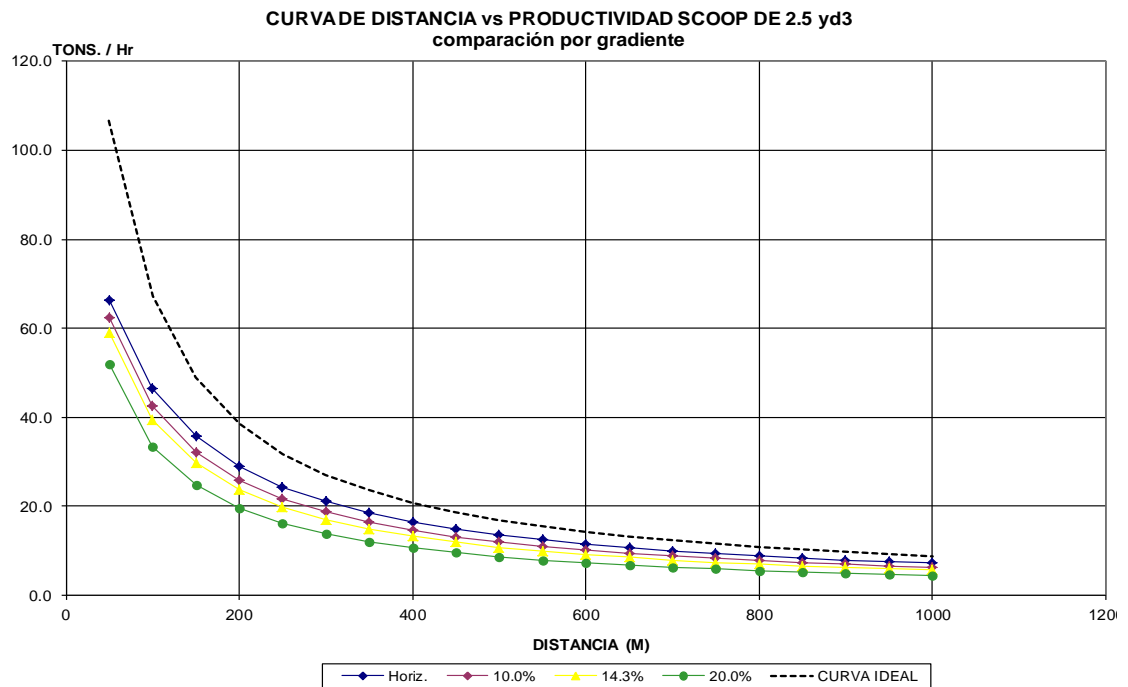


FIGURA 17: Curva de distancia vs productividad scoop Atlas Copco st-2.5 yd³ fuente propia.

TABLA 8: Rendimiento scoop Atlas Copco st 7 – 3.5 yd³ - fuente propia.

DISTANCIA (M)	Rendimiento (ton/hr)				
	Horiz.	10.0%	14.3%	20.0%	CURVA IDEAL
50	120.6	112.6	106.3	92.3	196.7
100	89.4	80.9	74.5	61.5	132.6
150	71.0	63.2	57.4	46.1	100.0
200	58.9	51.8	46.7	36.9	80.3
250	50.3	43.9	39.3	30.7	67.0
300	43.9	38.1	34.0	26.3	57.5
350	39.0	33.6	29.9	23.0	50.4
400	35.0	30.1	26.7	20.5	44.8
450	31.8	27.3	24.1	18.4	40.4
500	29.1	24.9	22.0	16.7	36.7
550	26.9	22.9	20.2	15.3	33.7
600	24.9	21.2	18.7	14.2	31.1
650	23.2	19.8	17.4	13.2	28.9
700	21.8	18.5	16.3	12.3	27.0
750	20.5	17.4	15.3	11.5	25.3
800	19.3	16.4	14.4	10.8	23.8
850	18.3	15.5	13.6	10.2	22.5
900	17.4	14.7	12.9	9.7	21.3
950	16.6	14.0	12.3	9.2	20.3
1000	15.8	13.3	11.7	8.8	19.3

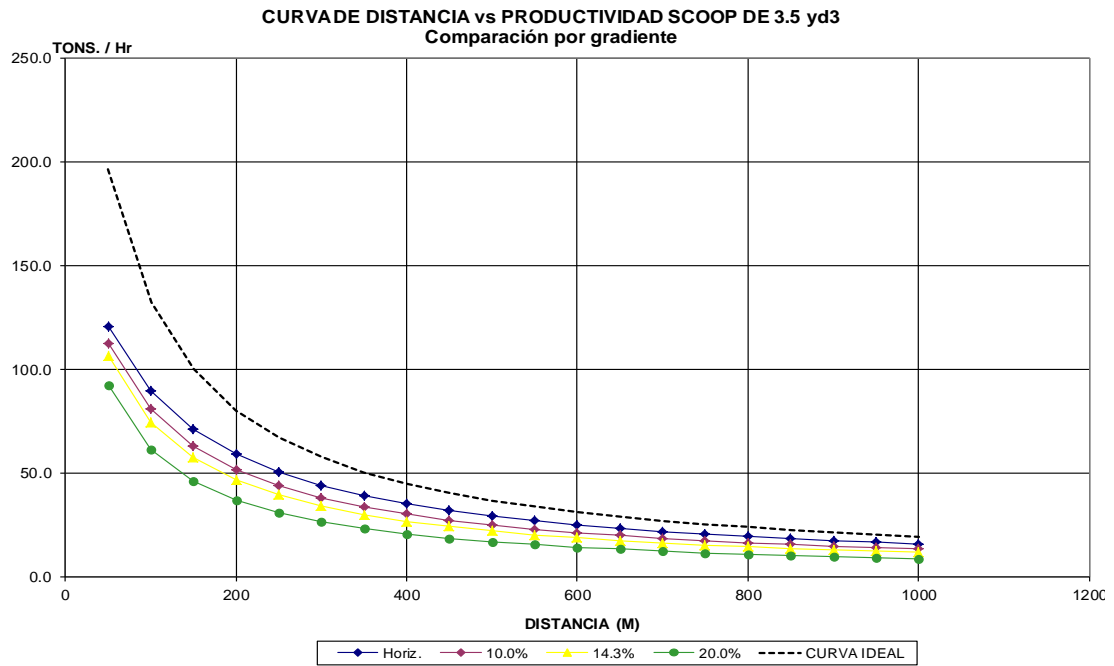


FIGURA 18: Curva de distancia vs productividad scoop 3.5yd³ - fuente propia.

TABLA 9: Rendimiento scoop Atlas Copco 6 yd³ - fuente propia.

DISTANCIA (m)	Productividad (ton/hr)				CURVA IDEAL
	Horiz.	10.0%	14.3%	20.0%	
50	228.8	221.0	215.8	195.1	353.5
100	179.6	170.1	164.0	141.3	259.8
150	147.7	138.3	132.2	110.7	205.4
200	125.5	116.5	110.8	91.0	169.8
250	109.1	100.6	95.3	77.3	144.8
300	96.4	88.5	83.6	67.1	126.1
350	86.4	79.1	74.5	59.3	111.8
400	78.3	71.4	67.2	53.2	100.3
450	71.6	65.1	61.2	48.2	91.0
500	65.9	59.8	56.1	44.0	83.3
550	61.1	55.4	51.9	40.5	76.8
600	56.9	51.5	48.2	37.6	71.2
650	53.3	48.1	45.0	35.0	66.4
700	50.1	45.2	42.2	32.8	62.2
750	47.2	42.6	39.8	30.8	58.5
800	44.7	40.3	37.6	29.0	55.2
850	42.4	38.2	35.6	27.5	52.2
900	40.4	36.3	33.9	26.1	49.6
950	38.5	34.6	32.3	24.8	47.2
1000	36.8	33.1	30.8	23.7	45.0

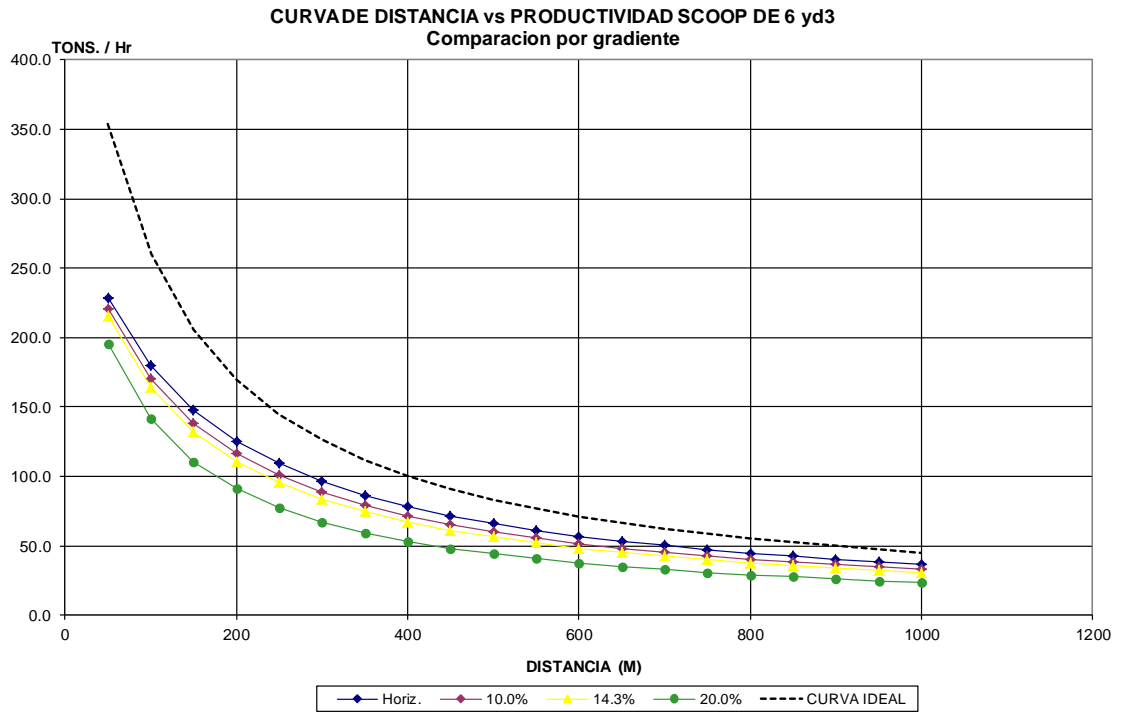


FIGURA 19: Curva de distancia vs productividad scoop 6 yd³ - fuente propia.

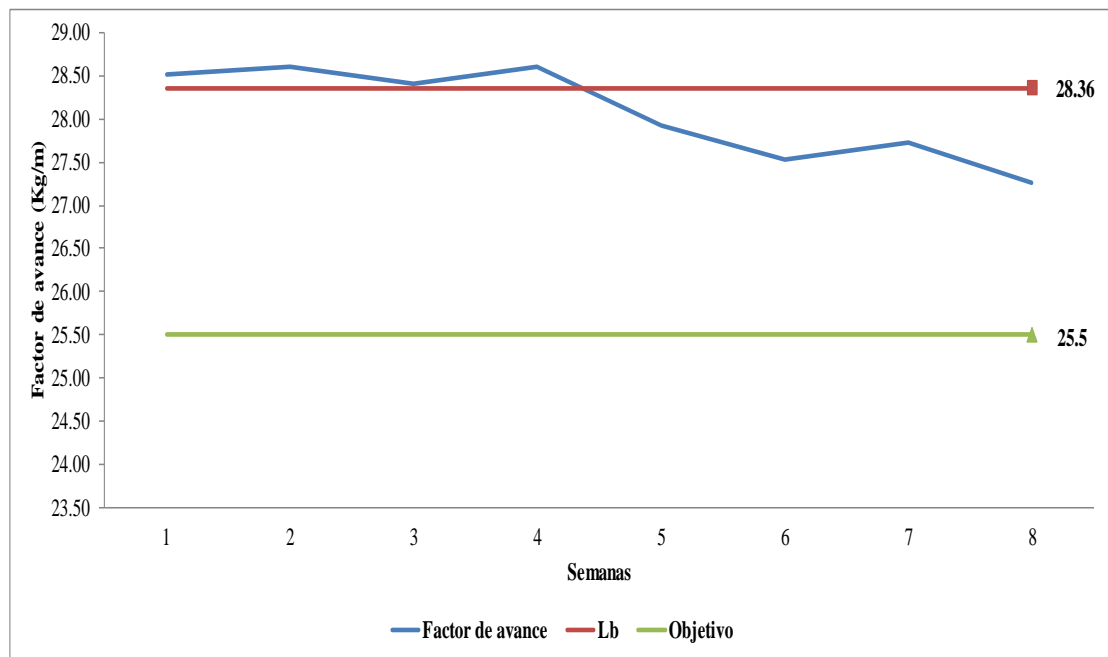


FIGURA 20: Factor de avance (FA)(Kg/m) – fuente propia.

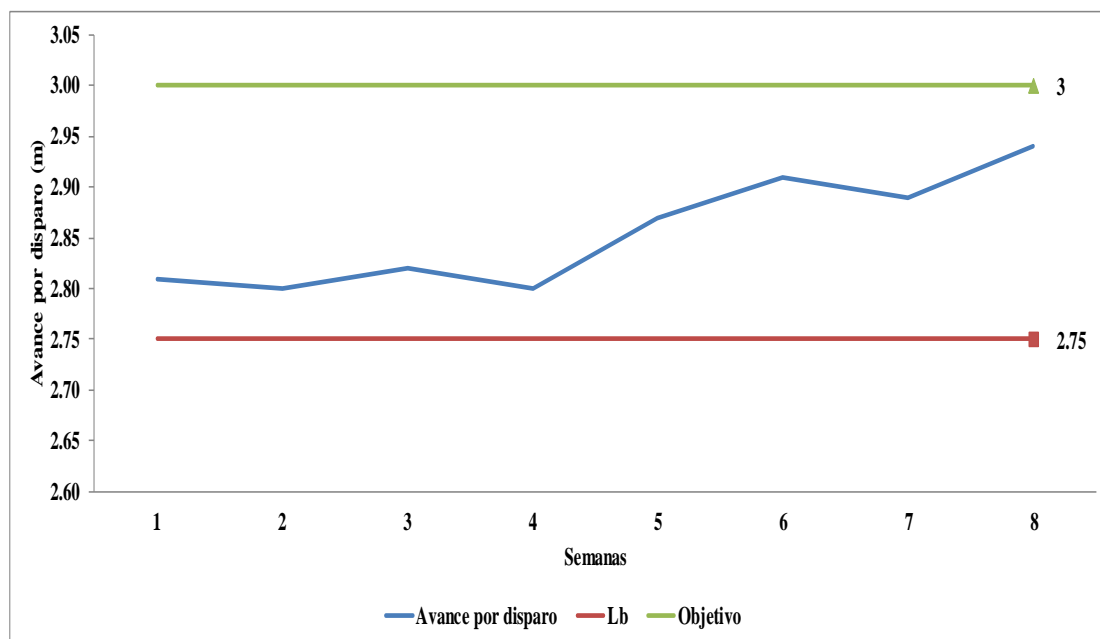


FIGURA 21: Metro por disparo (Mpd) (m) – fuente propia.

TABLA 10: Vida útil broca de 45 mm de ϕ (PIES) – fuente propia.

Vida util broca de 45 mm de ϕ (pies)			
Meses	Lb	Vida util	Objetivo
ene-13	4000	3951	4800
feb-13	4000	3905	4800
mar-13	4000	4064	4800
abr-13	4000	3715	4800
may-13	4000	3978	4800
jun-13	4000	4075	4800
jul-13	4000	4064	4800
ago-13	4000	3977	4800
sep-13	4000	3985	4800
oct-13	4000	4094	4800

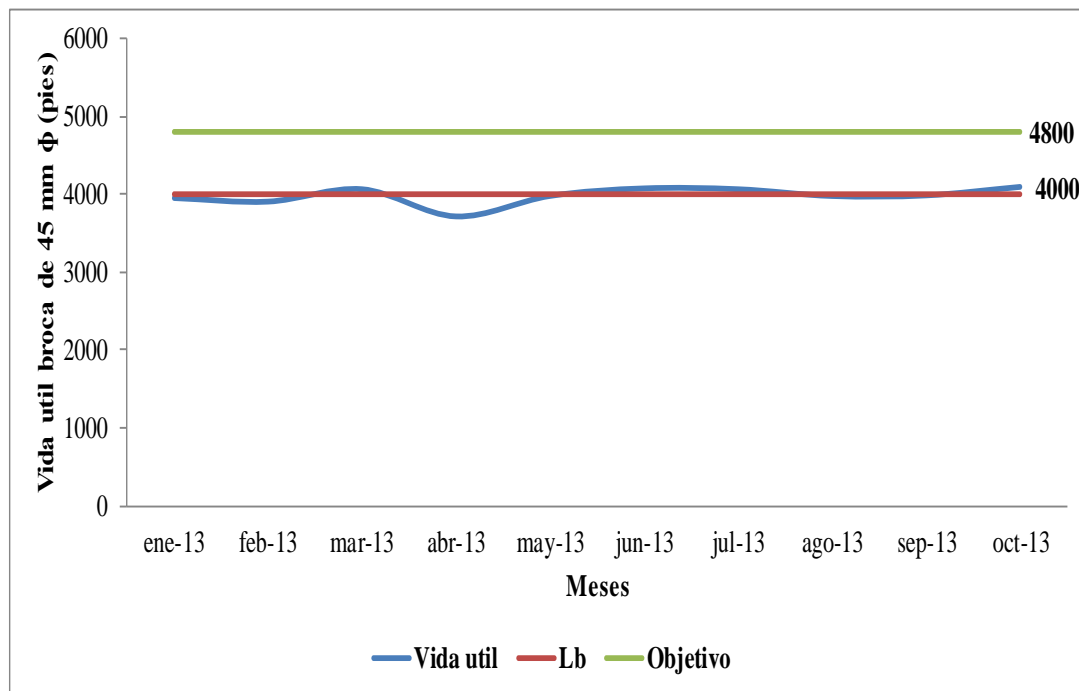


FIGURA 22: Vida útil broca de 45 mm de ϕ (pies) – fuente propia.

TABLA 11: Vida útil broca de 35 mm de ϕ (pies) – fuente propia.

Vida útil broca de 35 mm de ϕ (pies)			
Meses	Lb	Vida útil	Objetivo
ene-13	2500	2330	2900
feb-13	2500	2512	2900
mar-13	2500	2693	2900
abr-13	2500	2597	2900
may-13	2500	2406	2900
jun-13	2500	2440	2900
jul-13	2500	2727	2900
ago-13	2500	2559	2900
sep-13	2500	2474	2900
oct-13	2500	2423	2900

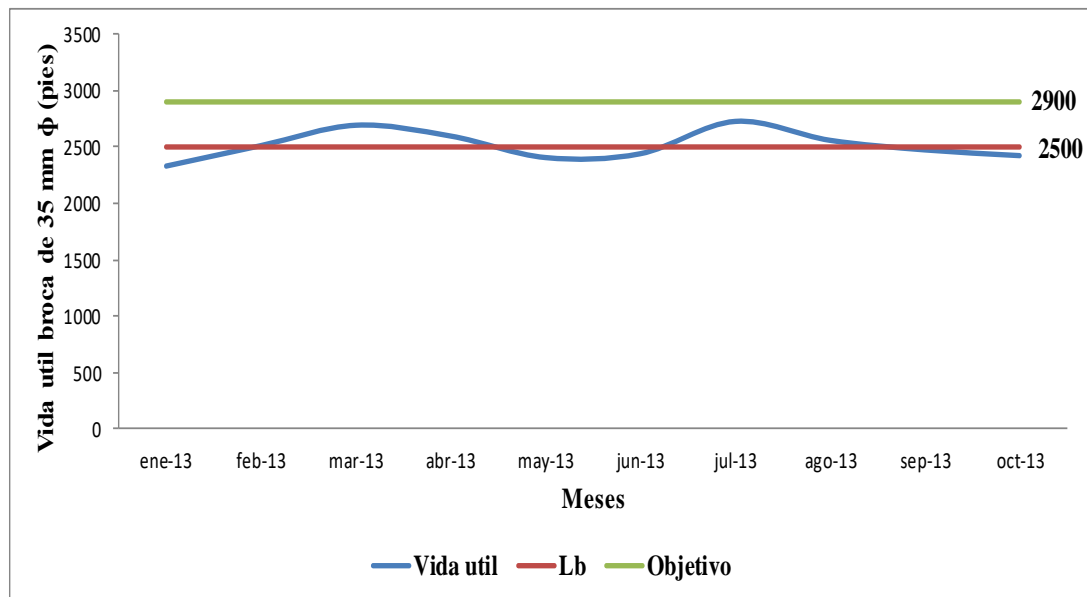


FIGURA 23: Vida útil broca de 35 mm de ϕ (pies) – fuente propia.

- Para incrementar la vida útil de las brocas de avance 45 y 35 mm ϕ y llegar al objetivo, se ha adquirido una afiladora de brocas con la cual esperamos incrementar la vida útil de las brocas de 45 mm ϕ en un 20% y en las brocas de 35 mm ϕ en un 16%.

CAPÍTULO VI

ESTUDIO GEOMECÁNICO

6.1 INTRODUCCIÓN

Para la realización de este estudio geomecánico se procedió a la recopilación de información con el mapeo geomecánico de registro lineal, mapeo estructural, caracterización geomecánica del macizo rocoso, zoneamiento geomecánico y adicionalmente, para determinar las características intrínsecas de la Roca Intacta se envió al laboratorio de Mecánica de Rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú, testigos de roca de las zonas de minado planeadas para el año 2013, esto con el fin de tener datos confiables para la realización de los Análisis de Estabilidad.

El macizo rocoso donde están nuestras operaciones mineras fue zonificado de acuerdo a las Zonas de la mina programadas en el Plan de Minado:

- 1) Zona Sur (Mina Central)

- 2) Zona de Uncush Sur Alto - RHAMIS.

Los elementos de sostenimiento que se utilizan para estabilizar el macizo rocoso en San Vicente son: pernos de fricción de tipo splits set de 7 pies de longitud y 39 mm de diámetro, malla electro-soldada y concreto lanzado, todos estos son instalados con equipo mecanizado. Asimismo se realizó la orden de compra de un equipo mecanizado Boltec para la instalación de pernos helicoidales.

6.2 OBJETIVOS DEL ESTUDIO

Los objetivos del estudio son los siguientes:

- Evaluación de la estabilidad de las labores subterráneas y ver si es factible aplicar el método Zigzag.
- Diseño de sostenimiento de las labores (Rampas, accesos a tajos, etc.)

Para cumplir con estos objetivos se trazó la siguiente metodología:

- Recolección de información con mapeo geomecánico de registro lineal y mapeo estructural.
- Caracterización geomecánica del macizo rocoso.
- Zoneamiento Geomecánico.
- Ensayos de laboratorio de características intrínsecas de rocas de las zonas de minado.

6.3 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

Para caracterizar el macizo rocoso se utilizaron los siguientes factores:

Resistencia de la roca intacta, densidad o grado de fracturamiento, características de las discontinuidades (diaclasas), grado de alteración o meteorización y presencia de agua subterránea. Los parámetros indicados, son los que intervienen en la caracterización de los principales sistemas de clasificaciones geomecánicas de macizo rocoso utilizadas en obras subterráneas.

6.4 RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE DE LA ROCA INTACTA.

Las propiedades de resistencia a compresión simple de la roca intacta pueden ser estimadas con métodos geológicos. (TABLA 12).

TABLA 12: Criterios para estimar la resistencia a la compresión simple de la roca con el martillo de geólogo – fuente archivo SIMSA.

Descripción	Identificación en campo	Estimación de la resistencia (MPa)
Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña del pulgar.	0,25 – 1-0
Roca muy blanda	Se desmorona al golpear con la punta del martillo o puede ser pelado con cuchillo de bolsillo.	1,0 – 5,0
Roca blanda	Un golpe firme con la punta del martillo produce pequeñas marcas o muescas, o puede ser pelado con dificultad por el cuchillo de bolsillo.	5,0 - 25
Roca moderadamente dura	Puede fracturarse con un golpe fuerte de martillo y el cuchillo de bolsillo no lo puede raspar.	25 - 50
Roca dura	Se requiere más de un golpe de martillo para fracturarla.	50 - 100
Roca muy dura	Se requiere muchos golpes de martillo para fracturarla.	100 - 250
Roca extremadamente dura	Al golpearlo con el martillo solo saltan esquirlas.	> 250

También pueden determinarse con Ensayos de Carga Puntual para que a partir del Índice de Carga Puntual se pueda determinar la Resistencia a Compresión Simple de la roca (Para ello se requiere contar con un Equipo de Carga Puntual).

O como se procedió en el presente estudio, se pueden obtener por ensayos de laboratorio. La (TABLA 13) Nos muestra los resultados de ensayos de Compresión Simple en laboratorio de mecánica de rocas, realizados para cada zona de minado. Los ensayos fueron realizados según Norma ASTM D2938-95 en el laboratorio de la Universidad Católica del Perú, los resultados son los siguientes:

TABLA 13: Ensayos de Compresión Simple - fuente archivo SIMSA.

Sondaje	Cámara	Lugar	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (Kg)	Resistencia a compresión simple (kg/cm²)	Resistencia a compresión simple (MPa)
U- 466	Gal 7880S	Nv. 2230	4.71	9.86	9300.0	533.77	52.34
U- 499	6360 NW	Nv. 1870	4.76	10.12	216000	1213.81	119.03
3298	506 S	Nv 1623	4.74	10.11	19500	1105.06	108.37
U – 896	7455 NW	RHAMIS	4.75	10.22	24200	1365.64	133.92
U-897	7570 W	Nv 1775	4.73	10.08	10200	580.48	56.93

6.5. DISCONTINUIDADES

Se determinaron las características de las discontinuidades, tales como: las familias de las juntas con su orientación y espaciamiento, tamaño de bloques, RQD, ondulamiento y rugosidad de las paredes, separación o abertura, relleno, continuidad y meteorización. Estas características fueron utilizadas en la evaluación y clasificación geomecánica de los macizos rocosos, y estimación de la resistencia al esfuerzo cortante y módulo de deformación del macizo rocoso.

6.6. MACIZO ROCOSO.

6.6.1. Resistencia al esfuerzo cortante.

En la evaluación de la resistencia del macizo rocoso se utilizó el criterio de falla de HOEK & BROWN (2002). La ecuación del criterio de falla de HOEK & BROWN está expresada por la ecuación siguiente:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Dónde:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right)$$

σ'_1 y σ'_3 = Esfuerzos efectivos máximo y mínimo en falla

mb = Constante del macizo rocoso, valor reducido de la constante del material mi

mi = Constante de la roca intacta.



s y a = Constante del macizo rocoso.

D = Factor según el grado de perturbación del macizo rocoso durante la excavación.

GSI = Geological Strength Index (Índice de Resistencia Geológica). De la (TABLA 14).

TABLA 14: Índice de resistencia Geológica (GSI) – fuente archivo SIMSA.

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI) PARA MACIZO ROCOSO FRACTURADO

<p>CARACTERISTICA DEL MACIZO ROCOSO PARA EVALUAR SU RESISTENCIA (Hoek and Marino, 2000)</p> <p>Basándose en la apariencia del afloramiento de roca, escoja la categoría que, según su criterio, mejor describe la condición "típica" del macizo rocoso in situ en condición no perturbada. Note que superficies expuestas de roca que han sido generadas por voladura pueden dar una impresión errónea de la calidad de la roca subyacente. Puede ser necesario considerar algún ajuste por voladura, y un examen de testigo de sondajes y/o superficies definidas con precorte de sondajes y/o superficies definidas con precorte o voladura amortiguadas puede ayudar en la definición de este ajuste. Es también importante entender que el criterio de Hoek - Brown solo debe aplicarse a macizo rocoso es que el tamaño del bloque "típico" es pequeño con respecto al tamaño de la excavación considerada.</p>		ESTADO DE LA SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES				
		MUY BUENO: Superficie fresca, no meteorizada y muy rugosa.	BUENO: Superficie manchada con óxido de hierro, ligeramente meteorizada y rugosa.	REGULAR: Superficie moderada meteorizada y alterada, y lisa.	MALA: superficie altamente meteorizada, con espejos de falla, y con relleno o cobertura compacto o fragmentos	MUY MALA: superficie altamente meteorizada, con espejo de falla cubierta o relleno de arcilla blanda.
		DECRECIMIENTO DE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE 				
<p>INTACTA O MASIVA: Especímenes de roca intacta o roca in-situ masiva con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.</p> <p>EN BLOQUES GRANDES: Macizo rocoso no disturbado y bien trabado, compuesto por bloques cúbicos formados por la intersección de tres sistemas de discontinuidades.</p> <p>EN BLOQUES MEDIANOS: Macizo rocoso parcialmente disturbado y trabado, con bloques angulares y de múltiples lados formados por 4 o más sistemas de juntas.</p> <p>BLOQUES PEQUEÑOS / DISTURBADO / ESTRATIFICADO: Macizo rocoso plegado con bloques angulares formado por la intersección de muchos sistemas de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad.</p> <p>DESINTEGRADO: Macizo rocoso intensamente fracturado y pobremente trabado con mezcla de piezas de rocas angulares y redondeados.</p> <p>LAMINADO / CIZALLADO: Ausencia de bloques debido al estrecho espaciamiento de las débiles esquistosidades o planos de corte.</p>	<p>DECRECIMIENTO DEL TRABAMIENTO DE LAS PIEZAS DE ROCA</p> <p></p>	90				
		80				
		70				
		60				
		50		40		
		40			30	
30				20		
20					10	
10						

6.6.2. Módulo de deformación.

El módulo de deformación del macizo rocoso se puede determinar con la ecuación propuesta por Hoek – Diederich (2006) y que viene expresada por la ecuación siguiente:

$$E_{rm} (MPa) = 100000 \left(\frac{1 - D/2}{1 + e^{\frac{(75+25D-GSI)/11}}}} \right)$$

Dónde:

GSI = Geological Strength Index (Índice de Resistencia Geológica). TABLA 14.

D = Factor según el grado de perturbación del macizo rocoso durante la excavación (Es igual a 0 para Voladura Controlada, 0.5 para voladura que disturbe la roca y 0.8 para voladura no controlada o de muy mala calidad).

El módulo de deformación también se puede determinar con la ecuación siguiente:

$$E = \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} * 10^{\frac{(GSI-10)}{40}} * 1000$$

Donde:

GSI = Geological Strength Index. De la tabla 14

σ_{ci} : Resistencia a Compresión Simple. De la tabla 13.

En este estudio se utilizó esta última fórmula ya que contamos con datos de laboratorio de la Resistencia a Compresión Simple de cada zona de minado.

6.7. MAPEO GEOMECÁNICO

El mapeo geomecánico nos permitió determinar los dominios estructurales del macizo rocoso donde se excavan las labores y así determinar el tipo de sostenimiento a colocar. Las tablas utilizadas para el mapeo geomecánico son las de Bieniawski (RMR) y las tablas GSI modificadas para la Compañía Minera San Ignacio de Morococha. También se utilizó el ábaco de tiempo de autoaporte.

Realizado el mapeo geomecánico se elaboraron los planos Geomecánicos de las labores excavadas. A partir de este mapeo de labores se pudo elaborar los planos de Zoneamiento Geomecánico de la Mina (Ver planos: Zoneamiento Geomecánico Zona Sur y Zoneamiento Geomecánico Uncush Sur Alto - RHAMIS).

6.7.1. Tabla RMR.

La tabla RMR (Tabla. N° 15), nos permite determinar el Índice RMR (Ratio del Macizo Rocosos), fue propuesta por Bieniawski en 1976, y cuya última revisión la realizó en 1989 (Ver Tabla. N° 18).

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno siguientes:

La resistencia a la compresión simple del material.

El RQD (Rock Quality Designation).

El espaciamiento entre las discontinuidades.

Las condiciones de las discontinuidades.

Presencia de Agua subterránea.

La orientación de las discontinuidades.

Cada parámetro tiene un valor numérico el cual se asigna de acuerdo a las características que presente la roca al evaluar cada parámetro; la sumatoria de estos valores nos dará la valoración del índice RMR.

Tabla N° 15: RMR (Ratio del Macizo Rocoso – Bieniawski, 1976) – fuente archivo SIMSA.

Resistencia	> 250 Mpa (15)	100-250 Mpa (12)	50-100 Mpa (7)	25-50 Mpa (4)	5-25 Mpa (2)
RQD	90% - 100% (20)	75% - 90% (15)	50% - 75% (10)	26% - 50% (8)	< 25% (5)
Espaciado	> 2m (20)	0.6-2 m (15)	200-600 mm (10)	60-200 mm (8)	< 60 mm (5)
Condiciones de las discontinuidades	Superficies muy rugosas discontinuas no hay separación paredes intactas (30)	Superficies ligeramente rugosas discontinuas separación < 1mm paredes ligeramente meteorizadas (25)	Superficies ligeramente rugosas discontinuas separación < 1mm paredes altamente meteorizadas (20)	Superficies pulidas o relleno de falla < 5mm espesor o separación 1-5 mm continuas (10)	Relleno de falla suave > 5mm continuas (0)
Agua subterránea	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteando (4)	Fluyendo (0)
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
Categoría	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Regular	Roca mala	Roca muy mala
AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES					
Orientación de rumbo y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
cimentaciones taludes	0	-2	-7	-15	-25
	0	-5	-25	-50	
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		
Excavación hacia el buzamiento buz 45° - 90°	Excavación hacia el buzamiento buz 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°		Buzamiento 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable		Regular	
Excavación contra buz 45°-90°	Excavación contra buz 20°-45°	Buzamiento 0° - 20 °		Independiente del rumbo	
Regular	Desfavorable	Regular			

6.7.2. Tablas GSI (Índice Geológico de Resistencia).

Las tablas GSI modificadas para la Compañía Minera San Ignacio de Morococha (TABLAS N° 16 y 17), se elaboraron en base a la tabla GSI modificada (Hoek& Marino, 2000 – Ver TABLA 14).

En la Tabla. N° 18 se observa la comparación entre la tabla de GSI modificado y la que fue propuesta por Bieniawski en 1989 para estimar los valores de GSI utilizando la valoración RMR en condiciones secas.

Además, en las tablas GSI modificadas para SIMSA se propone el tipo de sostenimiento recomendado para el GSI obtenido al realizar el mapeo geomecánico, la tabla No. 16 corresponde a la Tabla GSI para sostenimiento de labores temporales y la Tabla No. 17 corresponde a la Tabla GSI para sostenimiento de labores permanentes.

Estas recomendaciones están basadas en las Categorías de Refuerzo de Rocas propuestas por NGI (Instituto Geotécnico Noruego, 1993 – Tabla N° 19), que si bien es cierto están basadas en el Índice de Calidad Tunelera Q, son aplicables a RMR y GSI, con las ecuaciones propuestas por Bieniawski (1989) y Barton (1995).

$$\text{RMR} = 9 \ln Q + 44 \text{ (Bieniawski, 1989)}$$

$$\text{GSI} = \text{RMR}_{89} - 5 \text{ (Bieniawski, 1989)}$$

$$\text{RMR} = 15 \log Q + 50 \text{ (Barton, 1995)}$$

Las Tablas GSI de SIMSA, constan de dos grandes parámetros:

1. Estructura: Se realizan mediciones con wincha en el frente o paredes de la labor, para determinar el promedio de fracturas por metro que se presentan. Así se determina si estamos en roca Fracturada (F), Muy Fracturada (MF), Intensamente Fracturada (IF) o Triturada (T).

2. Condición Superficial: Se dan golpes de picota para tratar de romper, indentar o disgregar la roca, así se determina si estamos en una roca Buena (B), Regular (R), Pobre (P) o Muy Pobre (MP).

Una vez obtenidos, los dominios de estructura y condición superficial se intersectan en un cuadro y se obtiene su clasificación, por ejemplo MF/B (Muy fracturada buena) y con qué tipo de soporte está asociada. Los cuadros a su vez están divididos en un triángulo superior y uno inferior con dos colores diferentes, para el caso de no tener factores influyentes, se aplica el sostenimiento asociado al color del triángulo superior y en caso de tener factores influyentes (Presencia de agua, fallas, sobre-excavación, voladuras cercanas) se aplica el sostenimiento asociado al color inferior. Para el caso de roca MF/B no requiere soporte o se colocarán pernos ocasionales y en caso de tener factores influyentes, se colocarán pernos sistemáticos a 1,50 x 1,50 m. El tipo de perno a instalar depende de si la labor es temporal o permanente, para el caso de labores temporales se utilizarán pernos de fricción o Split Set de 7 pies de longitud y para el caso de labores permanentes se utilizarán pernos helicoidales de 7 pies con resina o cemento.

Tabla N° 16: Tabla GSI para Labores Temporales






 COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A. SOSTENIMIENTO DE LABORES DE EXPLOTACION (TEMPORALES) SEGÚN GSI MODIFICADO (Secc. 3,5 x 3,00 m., 4,50 x 4,50 m., Altura de hasta 5,50 m.)		CONDICION SUPERFICIAL MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS, (Rc > 250 Mpa) (NO SE ROMPE O SÓLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA). BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LIV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA, (100 a 250 Mpa) (SE ROMPE CON 3 O MÁS GOLPES DE PICOTA). REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS ALTERADA, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS, (Rc. 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA). POBRE (MOD. RESISTENTE, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA, (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INCENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA).			
ESTRUCTURA					
 FRACTURADA MUY BIEN TRABADA NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS, FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, ORTOGONALES (RQD,50 - 75), (6 A 12 FRACT. POR METRO).		A F/MB	A F/B	B F/R	C F/P
 MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, (RQD,25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO).		A MF/MB	B MF/B	C MF/R	D MF/P
 INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS, O IRREGULARES, (RQD, 0 + 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO).			C IF/B	D IF/R	E IF/P
 TRITURADA O BRECHADA LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS, (SIN RQD).				E T/R	F T/P

Tabla N° 17: Tabla GSI para Labores Permanentes






 COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A. SOSTENIMIENTO DE LABORES DE PREPARACION Y DESARROLLO (PERMANENTES) SEGÚN GSI MODIFICADO (Sección 3,5 x 3,00 m. y 4,50 x 4,50 m.)		CONDICION SUPERFICIAL MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS, (Rc > 250 Mpa) (NO SE ROMPE O SÓLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA). BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LIV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA, (100 a 250 Mpa) (SE ROMPE CON 3 O MÁS GOLPES DE PICOTA). REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS ALTERADA, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS, (Rc. 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA). POBRE (MOD. RESISTENTE, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA, (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INCENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA).			
ESTRUCTURA					
 FRACTURADA MUY BIEN TRABADA NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS, FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, ORTOGONALES (RQD,50 - 75), (6 A 12 FRACT. POR METRO).		A F/MB	A F/B	B F/R	C F/P
 MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, (RQD,25 + 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO).		A MF/MB	B MF/B	C MF/R	D MF/P
 INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS, O IRREGULARES, (RQD, 0 + 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO).			C IF/B	D IF/R	E IF/P
 TRITURADA O BRECHADA LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS, (SIN RQD).				E T/R	F T/P

Tabla N° 18: Comparación entre la tabla GSI modificada, 2000 y la Tabla RMR, 1989 – fuente archivo SIMSA.











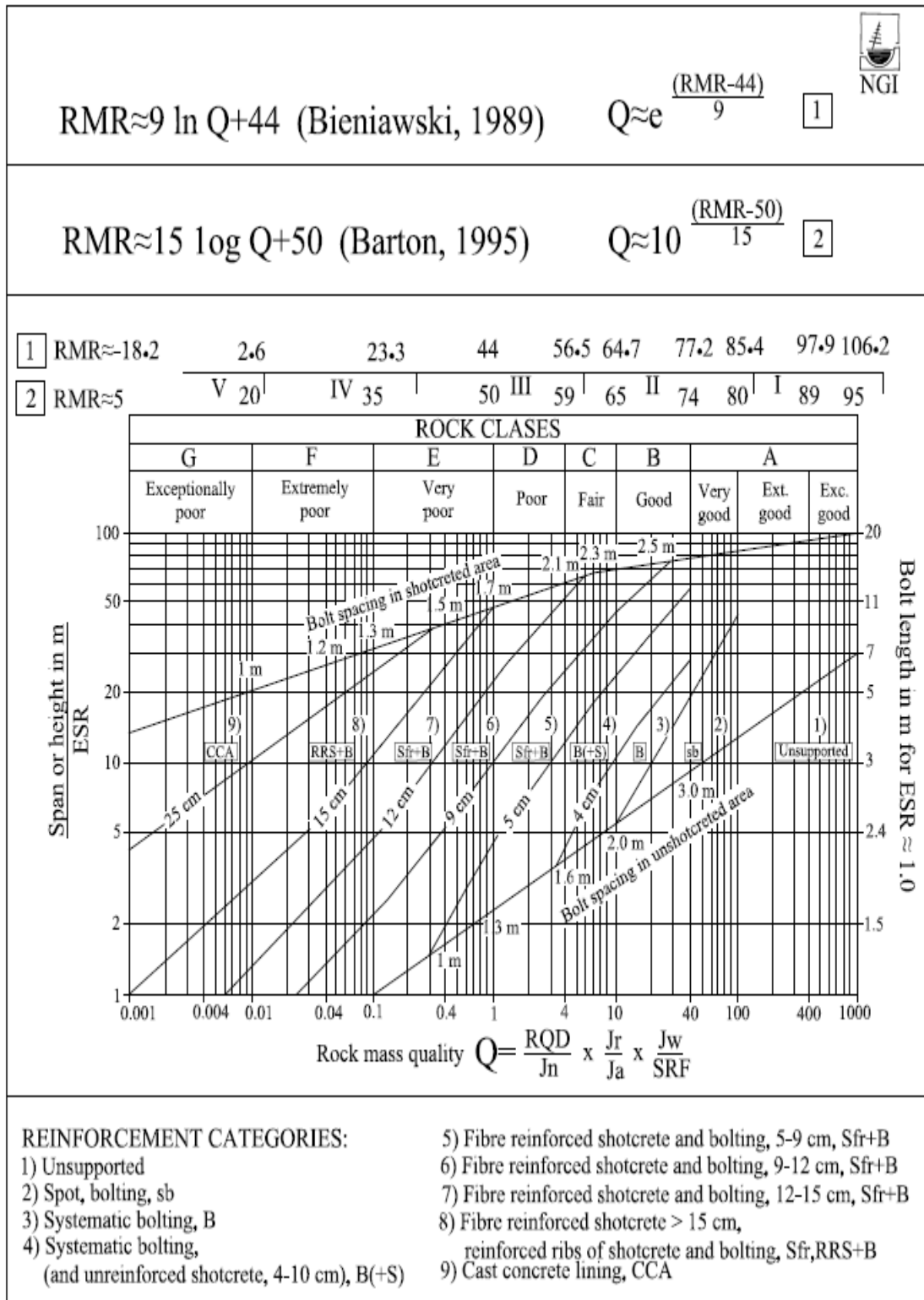
CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO						RMR (89 seco)							
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidos in situ con un flexometro. La mala voladura afecta esta condición. La resistencia se determina golpeado o indentando la roca con una picota, se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades.</p>						<p>La descripción cualitativa del macizo rocoso en función del grado de fracturamiento (condición estructural) y resistencia (condición de discontinuidades y masa rocosa) Se asocian con un intervalo de valores que se an relacionado al índice RMR, en condiciones secas sin ningún tipo correcciones.</p>							
ESTRUCTURA		CONDICION SUPERFICIAL	CONDICION SUPERFICIAL		CONDICION SUPERFICIAL		ESTRUCTURA		CONDICION SUPERFICIAL	CONDICION SUPERFICIAL			
		MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) – (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)			MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) – (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)
	LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 – 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (RQD = 115 – 3.3 Jn.)	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP		LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 – 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (RQD = 115 – 3.3 Jn.)	95 90 85 80				
	MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 – 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP		MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 – 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)		75 70 65 60			
	MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 – 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP		MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 – 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)		55 50 45 40			
	INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 – 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP		INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 – 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)		35 30 25 20			
	TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)	T/MB	T/B	T/R	TP	T/MP		TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)		15 10 5			

Tabla N° 19: Categorías de Refuerzo de Rocas, propuesto por NGI (Instituto Geotécnico Noruego, 1993) - fuente archivo SIMSA.

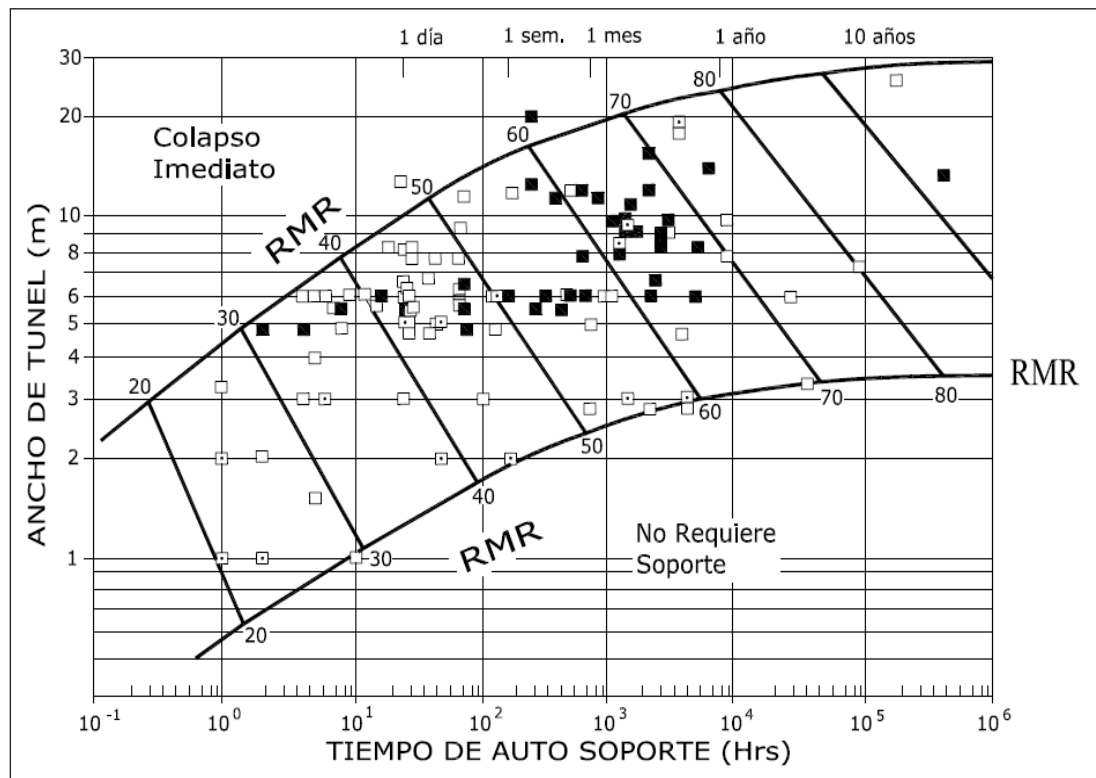


6.7.3. Ábaco de tiempo de Autosoporte.

El ábaco de tiempo de autosoporte (Tabla N° 20) propuesto por Bieniawski en 1984, se utiliza intersectando la línea del valor de RMR (obtenido del mapeo geomecánico) con la línea de la luz o ancho de labor (en metros), luego se proyecta en vertical el punto de intersección para obtener el tiempo de autosoporte. En la parte superior del ábaco se indica el tiempo de autosoporte en días, semanas, meses y años, y en la parte inferior del ábaco se indica el tiempo de autosoporte en horas.

El tiempo de auto-soporte se refiere al periodo en que la roca permanecerá estable y sin sostenimiento después de haberse excavado la cavidad subterránea.

Tabla N° 20: Ábaco de Tiempo de Autosoporte (Bieniawski, 1984) – fuente SIMSA.



6.8. EVALUACIÓN Y ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA

6.8.1. GENERALIDADES.

Para evaluar las condiciones geomecánicas de la mina San Vicente se utilizaron las principales clasificaciones geomecánicas de macizo rocoso que son usadas ampliamente en la ingeniería de obras subterráneas. Los sistemas de clasificaciones geomecánicas utilizados son: RMR (Bieniawski, 1976), y GSI (Hoek & Marino, 2000). La caracterización geomecánica del macizo rocoso basada en el mapeo geomecánico, permitió diferenciar en las labores tramos con características litológicas homogéneas y patrones geoestructurales similares, a los cuales se les ha dado la denominación de Tipos de Roca (I, II, III, IV y V, de Tabla N° 15. RMR Bieniawski, 1976).

Durante la ejecución de labores en la Unidad San Vicente, para cada tipo de roca se determinaron los índices de calidad. Se determinó la presencia de 4 tipos de roca (II, IIIA, IIIB y IV), la Roca III se subdividió en dos rangos (IIIA y IIIB) para una mejor determinación del sostenimiento.

TABLA 21: Tipos de Roca y Clasificaciones Geomecánicas del Macizo Rocoso en Mina San Vicente - fuente archivo SIMSA.

Tipo de Roca	Litología	Clasificación Geomecánica			Sostenimiento a instalar
		GSI	RMR	GSI (Valor Numérico)	
II	Dolomía SV	F/B	66 - 70	61 - 65	Pernos Ocasionales
II	Dolomía SV	MF/B	61 - 65	56 - 60	Pernos sistemáticos a 1.50 x 1.50 m
III A	Dolomía SV	MF/R	51 - 60	46 - 55	Malla electrosoldada y pernos sistemáticos 1.00 x 1.00 m
III B	Dolomía SV, Caliza Negra.	IF/R	41 - 50	36 - 45	Shotcrete reforzado con fibra metálica, de 5 cm. (2 pulgadas) de espesor.
IV	Dolomía San Vicente, Caliza Negra, Caliza Neptuno.	IF/P	31 - 40	26 - 35	Shotcrete reforzado con fibra metálica, de 5 a 10 cm (2 a 4 pulgadas) de espesor + Pernos sistemáticos 1.00 x 1.00 m..
IV	Dolomía San Vicente, Caliza Negra, Caliza Neptuno.	T/P	< 30	< 25	Cimbras Metálicas o Cerchas a 1.00 m. y 1.50 m.

6.8.2. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA UNCUSH SUR ALTO RHAMIS (Ver Plano: “Zoneamiento Geomecánico Uncush Sur Alto-RHAMIS”).

En el Nivel 1870, Rampa 7095 y los Tajos adyacentes a estas labores El tipo de roca II es predominante. El GSI del macizo rocoso en esta zona es Fracturado Bueno (F/B) a Muy Fracturado Bueno (MF/B), con RMR entre 61 y 65. Aunque existen tramos esporádicos con GSI Muy Fracturado Regular (MF/R), con RMR 51 a 60.

En el Nivel 1775 y 1725 (RHAMIS), Rampa 7400 (-) y los Tajos adyacentes el tipo de roca II es el predominante. El GSI del macizo rocoso en esta zona es Muy Fracturado Bueno (MF/B) con RMR entre 61 y 65. También se tiene la presencia de fallas, por lo que el tipo de roca III A también tiene una presencia importante, el GSI en estos tramos es Muy Fracturado Regular (MF/R) con RMR entre 51 y 60. En

las Galerías de Exploración 7455 NE y SW se tiene presencia de tipo de roca III A, III B (En Dolomías) y IV que corresponde a la Caliza Arenosa Uncush.

En el Nivel 2230 el tipo de roca predominante es del Tipo III A con GSI Muy Fracturado Regular (MF/R) y RMR entre 51 y 60, presentándose también tramos de roca tipo III B con GSI Intensamente Fracturado Regular (IF/R), con RMR entre 41 y 50.

6.8.3 TIEMPOS DE AUTOSOPORTE DE EXCAVACIONES.

En base al Zoneamiento Geomecánico, al RMR promedio de cada zona y a las aberturas máximas de labores, se realizó un cuadro base que nos indica el Tiempo de Auto Soporte Máximo.

Para ello se utilizó la Tabla N° 19 (Ábaco de tiempo de autosoporte) y se obtuvo los siguientes resultados:

TABLA 22: Tiempos de Autosoporte de Excavaciones por Zona – fuente SIMSA.

ZONA	RMR	TIEMPO DE AUTOSOPORTE			
		Seccion: 3.5 x 3.0 m	Sección: 4.5 x 4.0 m	Sección: 6.0 x 4.0 m	Sección: 8.0 x 4.0 m
USA (1870)	65	1 año	8 meses	6 meses	3 meses
USA (RHAMIS)	60	5 meses	3 meses	2 meses	1 mes
USA (2230)	55	1 mes	25 días	20 días	9 días
SUR (NIV 1623)	58	2 meses	1.5 meses	1 mes	X
SUR (NIV 1664 a 1955 y SJ)	45	3 días	2 días	X	X

6.9. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN Y ESTABILIDAD DE LAS LABORES MINERAS.

Con los parámetros Geomecánicos determinados, tanto en campo como en laboratorio, se evaluó la estabilidad de las excavaciones. La evaluación de la estabilidad se ejecutó utilizando software especializado de Rocscience Inc., específicamente el software Phase2 Versión 8.00. Al hacer el modelamiento con Phase2, se realizó la evaluación analítica de estabilidad de las excavaciones en las diferentes zonas de la mina San Vicente con los tipos de roca predominantes.

El método de minado empleado en Mina Central - Zona Sur es el de Corte y Relleno Ascendente y en la Zona de Uncush Sur Alto y RHAMIS es el de Cámaras y Pilares con su Variante más conocido en SIMSA como Zig Zag. Bajo esta premisa se simuló excavaciones con diversas secciones para ambos métodos de minado, para ello se utilizó el Software Phase2.

La Versión 8.00 de Phase2 de Rocscience, requiere que se ingresen datos obtenidos en campo y en laboratorio. Para el caso de la Resistencia a la Compresión Simple se utilizaron los resultados de los ensayos de compresión simple realizados en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Católica del Perú, estos ensayos fueron realizados a rocas de las diferentes zonas de minado de Compañía Minera San Ignacio de Morococha.

En el siguiente cuadro se muestra un resumen de los resultados de resistencia a compresión Simple:

TABLA 23: Ensayos de Compresión Simple - fuente archivo SIMSA.

Sondaje	Cámara	Lugar	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (Kg)	Resistencia a compresión simple (kg/cm ²)	Resistencia a compresión simple (MPa)
U- 466	Gal 7880 S	Niv. 2230	4.71	9.86	9300.0	533.77	52.34
U- 499	6360 NW	Niv. 1870	4.76	10.12	21600.0	1213.81	119.03
3298	506 S	Niv 1623	4.74	10.11	19500	1105.06	108.37
U - 896	7455 NW	RHAMIS	4.75	10.22	24200	1365.64	133.92
U-897	7570 W (Gal 490)	Niv 1775 (Niv1704)	4.73	10.08	10200	580.48	56.93

El valor de la Constante de la Roca Intacta (m_i) para la dolomía, en las diferentes zonas de minado fue determinado mediante ensayos de laboratorio (Ensayos de compresión triaxial). Ver Anexo 1.

En el siguiente cuadro se muestra el resumen de los datos obtenidos:

TABLA 24: Ensayos de Compresión Triaxial - fuente archivo SIMSA.

Sondaje	Cámara	Lugar	Angulo de Fricción Interno (°)	Cohesión (MPa)	Constante m_i
U- 466	Gal 7880 S	Niv. 2230	51.06	13.27	17.68
U- 499	6360 NW	Niv. 1870	56.95	22.08	26.18
3298	506 S	Niv 1623	50.74	20.09	14.82
U - 896	7455 NW	RHAMIS	60.73	24.42	35.03
U-897	7570 W (Gal. 490)	Niv 1775 (Niv 1704)	51.30	34.79	14.90

El Ratio de Poisson utilizado también es el obtenido en los ensayos de laboratorio (Ver Anexo 1: Informe de Resultados de Ensayos de Laboratorio (Ensayos de propiedades elásticas).

El siguiente cuadro muestra el resumen de los resultados de los Ensayos de Propiedades Elásticas:

TABLA 25: Ensayos de Propiedades Elásticas - fuente archivo SIMSA.

Sondaje	Cámara	Lugar	Módulo de Elasticidad (GPa)	Ratio de Poisson (ν)	Resistencia Última (MPa)
U- 466	Gal 7880 S	Niv. 2230	4.85	0.32	91.35
U- 499	6360 NW	Niv. 1870	12.48	0.34	148.31
3298	506 S	Niv 1623	10.82	0.25	162.27
U - 896	7455 NW	RHAMIS	13.53	0.30	187.04
U-897	7570 W (Gal. 490)	Niv 1775 (Niv 1704)	12.11	0.21	221.18

Para la aplicación del criterio de falla de Hoek & Brown (2002) con la utilización del Software Phase2 Versión 8.00, se requiere determinar las constantes “ mb ” y “ s ” del macizo rocoso.

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

mb = Constante del macizo rocoso, valor reducido de la constante del material mi

mi = Constante de la roca intacta.

s = Constante del macizo rocoso.

D = Factor según el grado de perturbación del macizo rocoso durante la excavación

(Es igual a cero, para Macizo no disturbado).

GSI = Geological Strength Index (Índice de Resistencia Geológica).

Asimismo se debe determinar el Módulo de Deformación (E).

$$E = \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} * 10^{\frac{(GSI-10)}{40}} * 1000$$

Donde:

GSI = Geological Strength Index.

σ_{ci} : Resistencia a Compresión Simple. (TABLA 23)

También se debe determinar el esfuerzo Vertical (σ_v) que se obtiene con la siguiente ecuación:

$$\sigma_v = 0.027 * Z$$

Dónde:

Z : Profundidad de la excavación respecto a superficie.

Determinar La constante k (relación del esfuerzo horizontal al esfuerzo vertical) se obtiene con la siguiente ecuación desarrollada por Sheorey (1994):

$$k = 0.25 + 7 E(0.001 + (1/z))$$

Dónde:

k : Relación del Esfuerzo horizontal al esfuerzo vertical.

E : Módulo de Elasticidad.

Z: Profundidad de la excavación respecto a superficie.

Y por último determinar los esfuerzos Máximo (σ_1) y Mínimo (σ_3), los que se calcularon de la siguiente forma:

$$\sigma_1 = \sigma_v$$

Y

$$\sigma_3 = k * \sigma_1$$

Con las fórmulas expuestas se generó una Hoja de Cálculo de los Parámetros Geomecánicos para aplicar el Criterio de Falla de Hoek y Brown (TABLA 26).

Los datos se ingresan en el Software Phase2, éste programa permite realizar el análisis de esfuerzo-deformación, ya que emplea una combinación de los métodos de elementos finitos con elementos de borde. La malla de elementos finitos empleada para el análisis es de tipo triangular, con un borde externo igual a 3 veces el ancho de la(s) excavación(es), lo cual permite extender el análisis fuera del radio de influencia de la excavación.

TABLA 26: Hoja de Cálculo de Parámetros Geomecánicos para Criterio de Falla de Hoek y Brown - fuente archivo SIMSA.

HOJA DE CALCULO DE PARAMETROS GEOMECANICOS PARA CRITERIO DE FALLA DE HOEK Y BROWN

ZONA	Litología	RMR	mi	GSI	Resistencia a la Compresión Simple σ_{ci} (Mpa)	Modulo de Young E(Mpa)(Con σ_{ci} y GSI)	mb	s	Profundidad Promedio (m)	Esfuerzo Vertical σ_z (Mpa)	(Relación del esfuerzo Horizontal al Esfuerzo)	Esfuerzo Máximo σ_1 (Mpa)	Esfuerzo Mínimo σ_3 (Mpa)
USA (1870)	Dolomia Brechosa	65	26.18	60	119.03	19401	6.2741	0.0117	540	14.58	0.64	14.58	9.29
USA (RHAMIS)	Dolomia Brechosa	60	35.03	55	133.92	15432	7.0221	0.0067	350	9.45	0.67	9.45	6.30
USA (2230)	Dolomia Brechosa	55	17.68	50	52.34	7235	2.9645	0.0039	140	3.78	0.66	3.78	2.50
SUR (NIV 1623)	Dolomia Brechosa	58	14.82	53	108.37	12372	2.7660	0.0054	350	9.45	0.58	9.45	5.52
SUR (NIV 1664 a 1955 y SJ)	Dolomia Brechosa	45	14.9	40	56.93	4243	1.7481	0.0013	160	4.32	0.47	4.32	2.01

NOTA: Datos que se deben ingresar
 Los datos ingresados en negrita son datos de Campo
 Los datos ingresados en azul son datos de laboratorio

6.9.1. EVALUACIÓN DE ESTABILIDAD DE EXCAVACIONES EN UNCUSH SUR ALTO (NIVEL 1870).

Esta evaluación aplica para Tajeos minados con el método de Cámaras y Pilares y su variante conocido como “Zigzag” (Por ser variante del método de Cámaras y Pilares), entre los Niveles 1870 y 1725 de Mina Uncush Sur Alto.

Se ha considerado una profundidad promedio de labores de 540 m. Para el caso de Minado con “Zigzag” se consideró el buzamiento promedio de mantos con 25°.

6.9.1.1. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA.

La litología predominante es la Dolomía, su clasificación geomecánica es la siguiente:

GSI : MF/B a F/B

RMR : 61 a 65

Tipo de Roca: II

Resistencia a Compresión Simple: 119.03 MPa (Dato de Ensayos de Resistencia a Compresión Simple en Laboratorio).

6.9.1.2. PROPIEDADES GEOMECÁNICAS.

Se utilizó la hoja de cálculo para determinar los parámetros Geomecánicos de Hoek y Brown, obteniéndose los siguientes resultados:

Módulo de Elasticidad (E) : 19401 MPa

Parámetro 'mb'	: 6.2741
Parámetro 's'	: 0.0117
Esfuerzo Vertical σ_v o σ_z	: 14.58 MPa
Relación k	: 0.64
Esfuerzo máximo σ_1	: 14.58 MPa
Esfuerzo mínimo σ_3	: 9.29 MPa
Ratio de Poisson	: 0.34

6.9.1.3. SIMULACIÓN DE LABORES.

Para Método Zigzag, se consideró un buzamiento promedio de mantos de 25° y se simularon aberturas de 8 x 4 m con pilares de 4 x 4 m (Figura 24), obteniéndose Factores de seguridad de 1.04 a 1.06 en las coronas y de 0.96 a 1.08 en los pilares.

También se simularon aberturas de 8 x 5 m con pilares de 5 x 5 m (Figura 25), obteniéndose Factores de Seguridad de 1.04 a 1.05 en las coronas y 1.28 a 1.34 en los pilares.

De los resultados obtenidos se puede determinar que la abertura máxima de labores debe ser de 8.00 m de ancho con altura de 4.00 m ya que a esta dimensión el Factor de Seguridad en las coronas se mantiene alrededor de la unidad. En presencia de factores influyentes (Fallas, cuñas, agua, sobreexcavación), el Factor de Seguridad podría verse disminuido, por lo que se debe instalar sostenimiento con pernos

sistemáticos a 1.50 x 1.50 m., para incrementar el Factor de Seguridad hasta los valores determinados con el análisis.

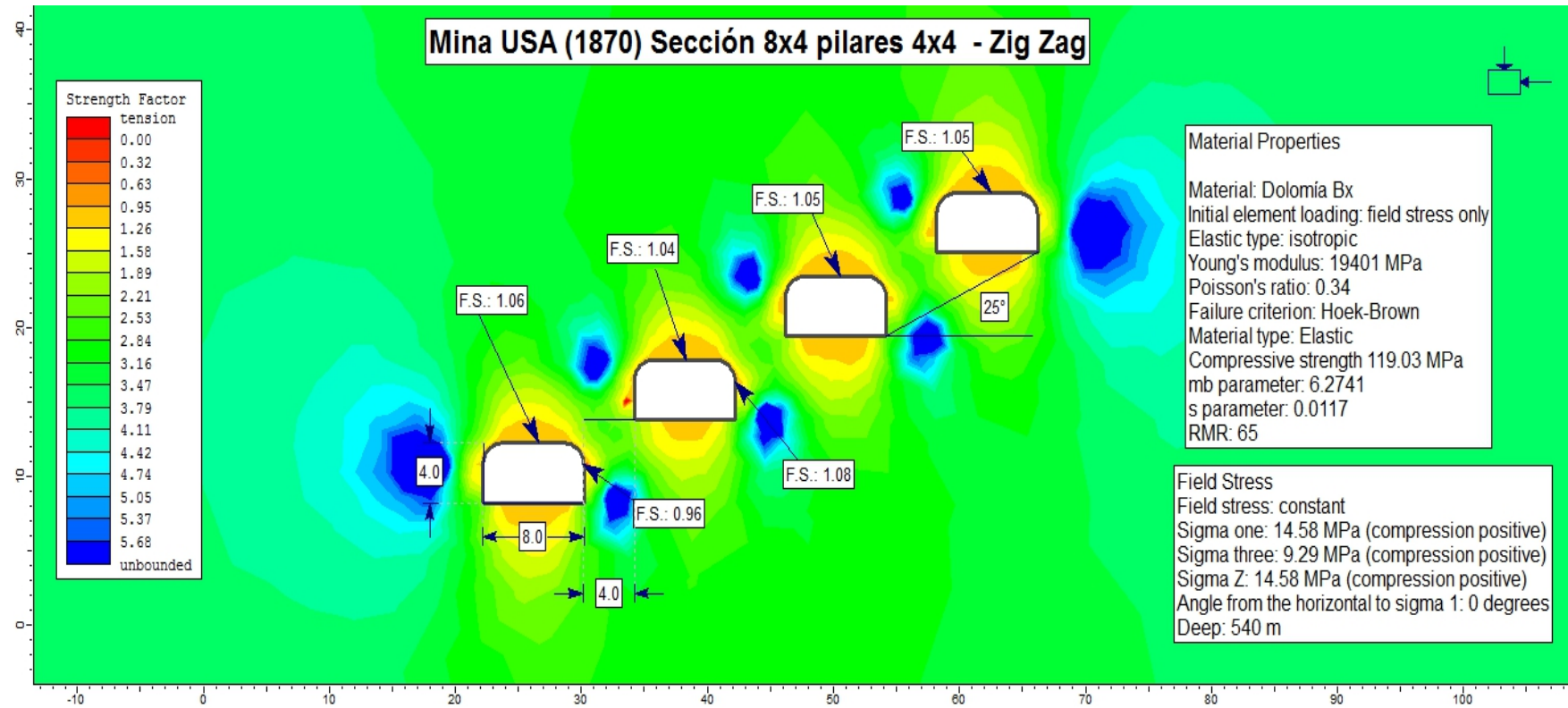
Las dimensiones mínimas de los pilares debe ser de 4.00 x 4.00 m, manteniéndose así el Factor de Seguridad por encima de la unidad.

Pilares de 5.00 x 5.00 m. también arrojan Factores de seguridad mayores a la unidad, por lo que en la medida de lo posible (tramos de desmonte por ejemplo) se deberán dejar pilares de

5.00 x 5.00 m.

Para el caso del “Zigzag” se recomienda que los pilares sean de 5 x 5 m ya que así el Factor de Seguridad en los mismos estará garantizado por encima de la unidad (1.28 a 1.34). Figura 25.

FIGURA 24. Mina USA (1870): Simulación de Método Zigzag sección 8.00 x 4.00 m. con pilares de 4.00 x 4.00 m – fuente SIMSA.



Phase2 Analysis Information FIGURA 24

Document Name

FIGURA 24.fez

Project Settings

General

Project Title: Project1

Single stage model

Analysis Type: Plane Strain

Solver Type: Gaussian Elimination

Units: Metric, stress as MPa

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500

Tolerance: 0.001

Number of Load Steps: Automatic

Groundwater

Method: Piezometric Lines

Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Field stress: constant

Sigma one: 14.58 MPa (compression positive)

Sigma three: 9.29 MPa (compression positive)

Sigma Z: 14.58 MPa (compression positive)

Angle from the horizontal to sigma 1: 1 degrees (counter-clockwise)

Mesh

Mesh type: graded

Element type: 3 noded triangles

Number of elements: 1458

Number of nodes: 800

Mesh Quality

19 of 1700 Elements (1.1 % of elements) are poor quality elements 8 of 1700

Elements (0.5 % of elements) are poor quality elements because of the side length

ratio 16 of 1700 Elements (0.9 % of elements) are poor quality elements because of the minimum interior angle 6 of 1700 Elements (0.4 % of elements) are poor quality

elements because of the maximum interior angle (elements can be of poor quality for more than one reason)

Mesh Quality Statistics

The worst element has (ratio = 39.77), (min angle = 1.44) (max angle = 142.73)

10.0% of elements have: (ratios > 1.7), (min angles < 34.8) (max angles > 91.1)

20.0% of elements have: (ratios > 1.6), (min angles < 38.8) (max angles > 83.6)
 30.0% of elements have: (ratios > 1.5), (min angles < 41.9) (max angles > 79.2)
 40.0% of elements have: (ratios > 1.4), (min angles < 44.1) (max angles > 76.6)
 50.0% of elements have: (ratios > 1.3), (min angles < 46.3) (max angles > 74.3)
 60.0% of elements have: (ratios > 1.3), (min angles < 48.1) (max angles > 72.2)
 70.0% of elements have: (ratios > 1.2), (min angles < 50.0) (max angles > 70.6)
 80.0% of elements have: (ratios > 1.2), (min angles < 51.7) (max angles > 68.7)
 90.0% of elements have: (ratios > 1.1), (min angles < 53.5) (max angles > 66.9)
 100.0% of elements have: (ratios > 1.1), (min angles < 55.6) (max angles > 64.6)

Poor quality elements are those with:

(Maximum side length) / (minimum side length) > 10.00

Minimum interior angle < 20.0 degrees

Maximum interior angle > 120.0 degrees

Material Properties

Material: dolomitaBx

Initial element loading: field stress & body force

Unit weight: 0.027 MN/m³

Elastic type: isotropic

Young's modulus: 19401 MPa

Poisson's ratio: 0.34

Failure criterion: Hoek-Brown

Material type: Elastic

Compressive strength 119.03 MPa

mb parameter: 6.2741

s parameter: 0.0117

Piezo to use: None

Ru value: 0

Excavation Areas

Original Un-deformed Areas

Area of All Excavations: 120.387 m²

Excavation (with centroid: 8.983, 8.849) Area: 30.097 m²

Excavation (with centroid: 8.983, 8.849) Perimeter: 22.369 m

Excavation (with centroid: 21.062, 14.399) Area: 30.097 m²

Excavation (with centroid: 21.062, 14.399) Perimeter: 22.369 m

Excavation (with centroid: 33.098, 19.386) Area: 30.097 m²

Excavation (with centroid: 33.098, 19.386) Perimeter: 22.369 m

Excavation (with centroid: 45.000, 24.353) Area: 30.097 m²

Excavation (with centroid: 45.000, 24.353) Perimeter: 22.369 m

External Boundary Area: 11456.027 m²

External Boundary Perimeter: 431.036 m

Stage 1

Excavation (with centroid: 8.984, 8.849) Area: 30.040 m² (-0.056924 m² change from original area).

Excavation (with centroid: 8.984, 8.849) Perimeter: 22.358 m (-0.011509 m change from original perimeter).

Excavation (with centroid: 21.062, 14.398) Area: 30.038 m² (-0.0586268 m² change from original area).

Excavation (with centroid: 21.062, 14.398) Perimeter: 22.358 m (-0.011206 m change from original perimeter)

Excavation (with centroid: 33.098, 19.385) Area: 30.039 m² (-0.0575141 m² change from original area)

Excavation (with centroid: 33.098, 19.385) Perimeter: 22.358 m (-0.0109047 m change from original perimeter)

Excavation (with centroid: 44.999, 24.352) Area: 30.042 m² (-0.0549349 m² change from original area)

Excavation (with centroid: 44.999, 24.352) Perimeter: 22.359 m (-0.0104638 m change from original perimeter)

External Boundary Area: 11456.027 m² (0 m² change from original area)

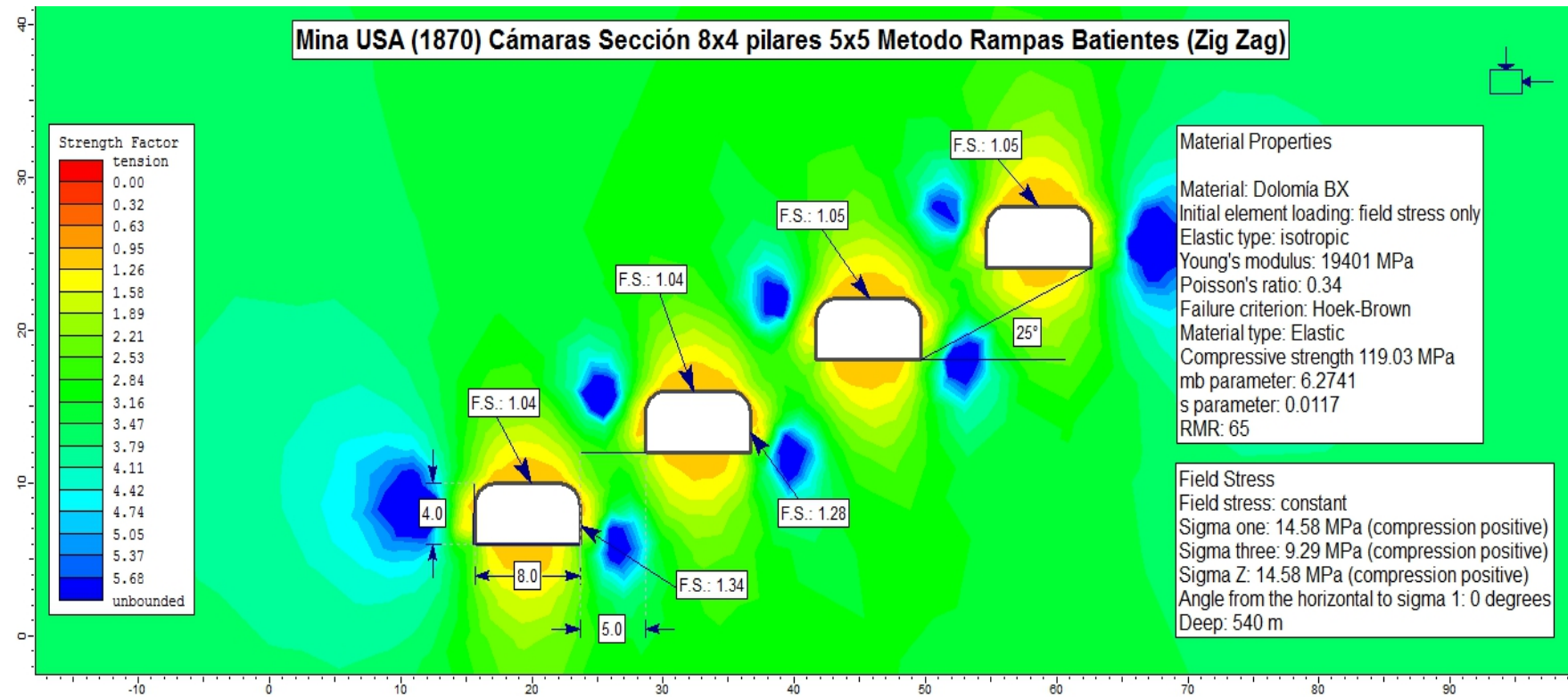
External Boundary Perimeter: 431.036 m (0 m change from original perimeter)

Volume Loss to Excavation: 0 %

Displacements

Displacement data is not available until total displacement is viewed in a window

FIGURA 25. Mina USA (1870): Simulación de Método Zigzag sección 8.00 x 4.00 m. con pilares de 5.00 x 5.00 m – fuente SIMSA.



Phase2 Analysis Information FIGURA25

Document Name

FIGURA 25.fez

Project Settings

General

Project Title: Project1

Single stage model

Analysis Type: Plane Strain

Solver Type: Gaussian Elimination

Units: Metric, stress as MPa

Stress Analysis

Maximum Number of Iterations: 500

Tolerance: 0.001

Number of Load Steps: Automatic

Groundwater

Method: Piezometric Lines

Pore Fluid Unit Weight: 0.00981 MN/m³

Field Stress

Field stress: constant

Sigma one: 14.58 MPa (compression positive)

Sigma three: 9.29 MPa (compression positive)

Sigma Z: 14.58 MPa (compression positive)

Angle from the horizontal to sigma 1: 1 degrees (counter-clockwise)

Mesh

Mesh type: graded

Element type: 3 noded triangles

Number of elements: 1547

Number of nodes: 845

Mesh Quality

24 of 1779 Elements (1.3 % of elements) are poor quality elements 8 of 1779

Elements (0.4 % of elements) are poor quality elements because of the side length

ratio 22 of 1779 Elements (1.2 % of elements) are poor quality elements because of

the minimum interior angle 7 of 1779 Elements (0.4 % of elements) are poor quality

elements because of the maximum interior angle (elements can be of poor quality for

more than one reason).

Mesh Quality Statistics

The worst element has (ratio = 39.77), (min angle = 1.41) (max angle = 137.72)

10.0% of elements have: (ratios > 1.7), (min angles < 34.9) (max angles > 90.5)

20.0% of elements have: (ratios > 1.6), (min angles < 39.4) (max angles > 83.6)

30.0% of elements have: (ratios > 1.4), (min angles < 42.4) (max angles > 79.1)
 40.0% of elements have: (ratios > 1.4), (min angles < 44.6) (max angles > 76.5)
 50.0% of elements have: (ratios > 1.3), (min angles < 46.6) (max angles > 74.2)
 60.0% of elements have: (ratios > 1.3), (min angles < 48.5) (max angles > 72.0)
 70.0% of elements have: (ratios > 1.2), (min angles < 50.3) (max angles > 70.2)
 80.0% of elements have: (ratios > 1.2), (min angles < 51.9) (max angles > 68.5)
 90.0% of elements have: (ratios > 1.1), (min angles < 53.6) (max angles > 66.7)
 100.0% of elements have: (ratios > 1.1), (min angles < 55.6) (max angles > 64.4)

Poor quality elements are those with:

(Maximum side length) / (minimum side length) > 10.00

Minimum interior angle < 20.0 degrees

Maximum interior angle > 120.0 degrees

Material Properties

Material: dolomitaBx

Initial element loading: field stress & body force

Unit weight: 0.027 MN/m³

Elastic type: isotropic

Young's modulus: 19401 MPa

Poisson's ratio: 0.34

Failure criterion: Hoek-Brown

Material type: Elastic

Compressive strength 119.03 MPa

mb parameter: 6.2741

s parameter: 0.0117

Piezo to use: None

Ru value: 0

Excavation Areas

Original Un-deformed Areas

Area of All Excavations: 120.387 m²

Excavation (with centroid: 8.983, 8.849) Area: 30.097 m²

Excavation (with centroid: 8.983, 8.849) Perimeter: 22.369 m

Excavation (with centroid: 22.048, 14.405) Area: 30.097 m²

Excavation (with centroid: 22.048, 14.405) Perimeter: 22.369 m

Excavation (with centroid: 35.004, 19.441) Area: 30.097 m²

Excavation (with centroid: 35.004, 19.441) Perimeter: 22.369 m

Excavation (with centroid: 48.039, 24.404) Area: 30.097 m²

Excavation (with centroid: 48.039, 24.404) Perimeter: 22.369 m

External Boundary Area: 11456.027 m²

External Boundary Perimeter: 431.036 m

Stage 1

Excavation (with centroid: 8.984, 8.849) Area: 30.041 m² (-0.0557279 m² change from original area)

Excavation (with centroid: 8.984, 8.849) Perimeter: 22.358 m (-0.011228 m change)

from original perimeter)

Excavation (with centroid: 22.048, 14.404) Area: 30.039 m² (-0.0577373 m² change from original area)

Excavation (with centroid: 22.048, 14.404) Perimeter: 22.358 m (-0.0110947 m change from original perimeter)

Excavation (with centroid: 35.004, 19.440) Area: 30.040 m² (-0.0569547 m² change from original area)

Excavation (with centroid: 35.004, 19.440) Perimeter: 22.358 m (-0.0109693 m change from original perimeter)

Excavation (with centroid: 48.038, 24.403) Area: 30.043 m² (-0.0541243 m² change from original area)

Excavation (with centroid: 48.038, 24.403) Perimeter: 22.359 m (-0.010441 m change from original perimeter)

External Boundary Area: 11456.027 m² (0 m² change from original area)

External Boundary Perimeter: 431.036 m (0 m change from original perimeter)

Volume Loss to Excavation: 0 %

Displacements

Displacement data is not available until total displacement is viewed in a window

CONCLUSIONES

1. Con la aplicación de la variante del método de cámaras y pilares “Zigzag” se ha logrado incrementar la producción del proyecto Uncush Sur Alto-RHAMIS de 535.8 TMHD a 800 TMHD, con lo cual la producción de mina ha pasado de 1550 TMHD a 1814.2 TMHD con una ley de cabeza para el zinc de 5.6% y para el plomo 0.36%.
2. Aplicando el “Zigzag”, el impacto en la producción del proyecto Uncush Sur Alto-RHAMIS es del 49% ya nivel de la mina el impacto es del 17%.
3. La capacidad de tratamiento de la planta concentradora es de 2800 ton/día, con la producción de 1550 TMHD la planta durante el mes estaba parada aproximadamente 11 días, con el incremento de la producción la parada de la planta será de menos 7 días, la meta es alimentar a la planta para que no pare.

4. El costo de minado con el método tradicional era de 23.02 U\$/Ton. de mineral y con el Zigzag es de 19.45 U\$/Ton. de mineral, si bien el ahorro es de 3.58U\$/Ton. de mineral, el objetivo es bajar el costo a 18 U\$/Ton. de mineral, para lo cual se tiene que mejorar los procesos e incrementar la productividad.
5. La eficiencia de toneladas por hombre guardia con el método tradicional es 12.76 Ton/h-gdia y con el Zigzag se incrementó a 15.69 Ton/h-gdia.
6. La vida útil de la desmontera se incrementa debido a la menor preparación para llegar al mineral, esto es menor desmonte sale de interior mina rumbo a la desmontera.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda mantener el ancho de los pilares de 4 m. x 4 m de acuerdo al estudio y la recomendación geomecánica, para que el factor de seguridad se mantenga sobre la unidad, hasta que el tajo inferior comunique con el tajo superior, para luego en retirada dependiendo de las condiciones del macizo rocoso se pueda recuperar algunos pilares.
2. Para la limpieza de los tajos con minado en Zigzag se recomienda la utilización de scoops de 3.5 Yd³ capacidad de cuchara, debido a las maniobras que tiene que realizar y a las dimensiones de los accesos, si se utiliza un scoop de mayor capacidad este podría voltearse, inclinarse en los zigzags o colas, cortar las llantas o pasarse por las ventanas que sirven como echaderos.
3. Se recomienda no rellenar el primer piso del tajo superior cuando se termina de minar debido a que cuando se ingresa con el tajo inferior y se esté a punto de comunicar con el tajo superior ya minado se pueda comunicar al primer piso

del tajo superior y se recupere el mineral sin diluirlo y también como medida de seguridad.

4. Se recomienda diseñar, construir y trasladar el taller de mantenimiento de equipos a interior mina debido a lo alejado que se encuentra actualmente a más 3.5 Km. desde el tope de la Rp (-):7400 ante cualquier falla de algún equipo el tiempo de reacción es lento, teniendo horas muertas e improductivas afectando a la producción.

BIBLIOGRAFÍA

- Memoria Descriptiva del Plan de Minado 2013 SIMSA, San Vicente, 2012.
- Meier, A. Manual Práctico de Voladura. 4ta. Edición Lima, ediciones EXSA, 2008
- HOEK E. & BROW E.T. Excavaciones subterráneas en roca. 1ra. Edición. México DF, Litografía Ingramex SA, 1985.
- Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. Explotación subterránea métodos y casos prácticos. 1ra. Edición. Puno, 1999.

ANEXOS

ANEXO 1: Ensayos de laboratorio

Ensayos de propiedades físicas.

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02 los resultados son los siguientes – fuente SIMSA.

Sondaje	Cámara	Lugar	Sub-muestra	Peso saturado (gr)	Peso suspendido (gr)	Peso seco (gr)	Densidad Seca (gr/cm ³)	Densidad Saturada (gr/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
U - 466	GAL 7880 S	Nivel 2230	A	177.66	115.43	177.29	2.849	2.855	0.595	0.209
			B	156.64	101.22	156.11	2.817	2.826	0.956	0.340
			C	184.51	118.96	183.51	2.800	2.815	1.526	0.545
			D	175.84	113.45	175.25	2.809	2.818	0.946	0.337
			E	197.31	128.00	196.72	2.838	2.847	0.851	0.300
			Promedio						2.823	2.832
U - 499	6360 NW	Nivel 1870	A	169.31	109.70	168.91	2.834	2.840	0.671	0.237
			B	198.24	128.69	197.87	2.845	2.850	0.532	0.187
			C	196.85	127.70	196.45	2.841	2.847	0.578	0.204
			D	223.03	144.80	222.45	2.844	2.851	0.741	0.261
			E	176.01	114.19	175.53	2.839	2.847	0.776	0.273
			Promedio						2.840	2.847

Sondaje	Cámara	Lugar	Sub-muestra	Peso saturado (gr)	Peso suspendido (gr)	Peso seco (gr)	Densidad Seca (gr/cm ³)	Densidad Saturada (gr/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
3298.00	506 S	Nivel 1623	A	199.42	129.30	198.73	2.834	2.844	0.984	0.347
			B	182.06	118.09	181.37	2.835	2.846	1.079	0.380
			C	170.82	110.95	170.32	2.845	2.853	0.835	0.294
			D	201.18	130.26	200.56	2.828	2.837	0.874	0.309
			E	164.72	106.53	163.97	2.818	2.831	1.289	0.457
			Promedio						2.832	2.842
U - 896	7455 NW	RHAMIS	A	141.02	91.22	140.38	2.819	2.832	1.285	0.456
			B	165.14	106.96	164.62	2.829	2.838	0.894	0.316
			C	172.51	111.95	172.10	2.842	2.849	0.677	0.238
			D	163.19	105.93	162.83	2.844	2.850	0.629	0.221
			E	173.83	112.89	173.50	2.847	2.852	0.542	0.190
			Promedio						2.836	2.844

- Ensayos de compresión simple - fuente SIMSA.

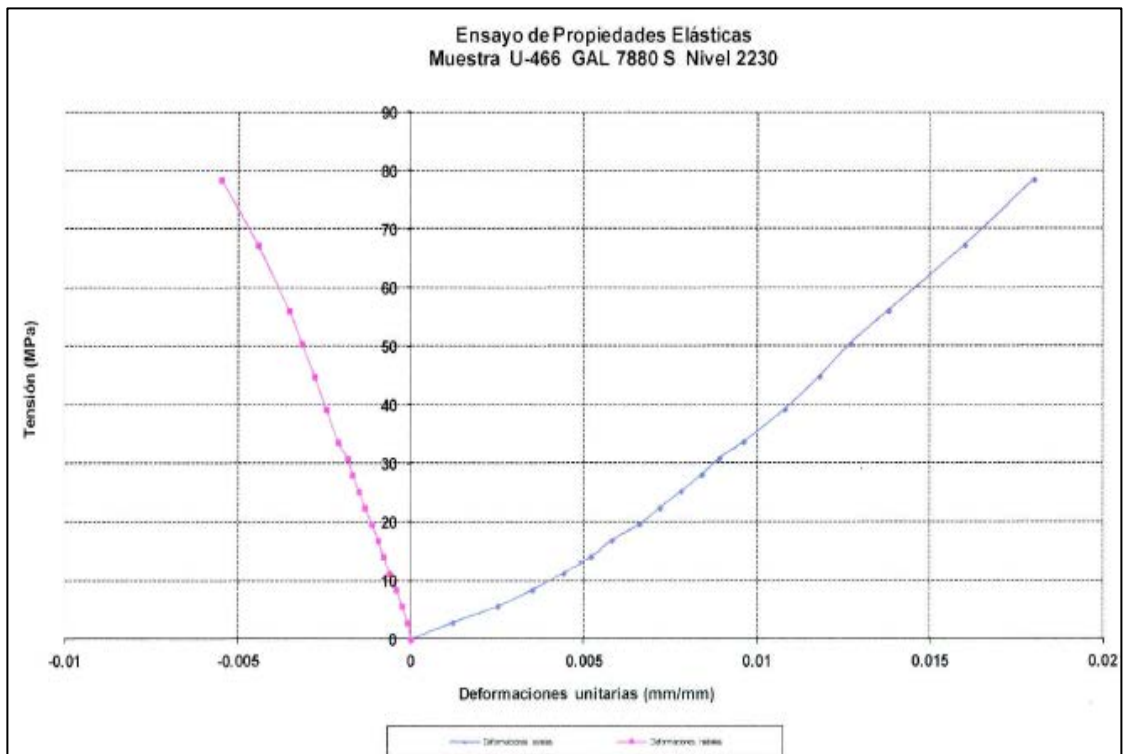
Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2938 – 95 los resultados son los siguientes:

<i>Sondaje</i>	<i>Cámara</i>	<i>Lugar</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga (kg)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm²)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (MPa)</i>
<i>U - 466</i>	<i>GAL 7880 S</i>	<i>Nivel 2230</i>	<i>4.71</i>	<i>9.86</i>	<i>9300.00</i>	<i>533.77</i>	<i>52.34</i>
<i>U - 499</i>	<i>6360 NW</i>	<i>Nivel 1870</i>	<i>4.76</i>	<i>10.12</i>	<i>21600.00</i>	<i>1213.81</i>	<i>119.03</i>
<i>3298.00</i>	<i>506 S</i>	<i>Nivel 1623</i>	<i>4.74</i>	<i>10.11</i>	<i>19500.00</i>	<i>1105.06</i>	<i>108.37</i>
<i>U - 896</i>	<i>7455 NW</i>	<i>RHAMIS</i>	<i>4.75</i>	<i>10.22</i>	<i>24200.00</i>	<i>1365.64</i>	<i>133.92</i>
<i>U - 897</i>	<i>7570 W</i>	<i>Nivel 1775</i>	<i>4.73</i>	<i>10.08</i>	<i>10200.00</i>	<i>580.48</i>	<i>56.93</i>

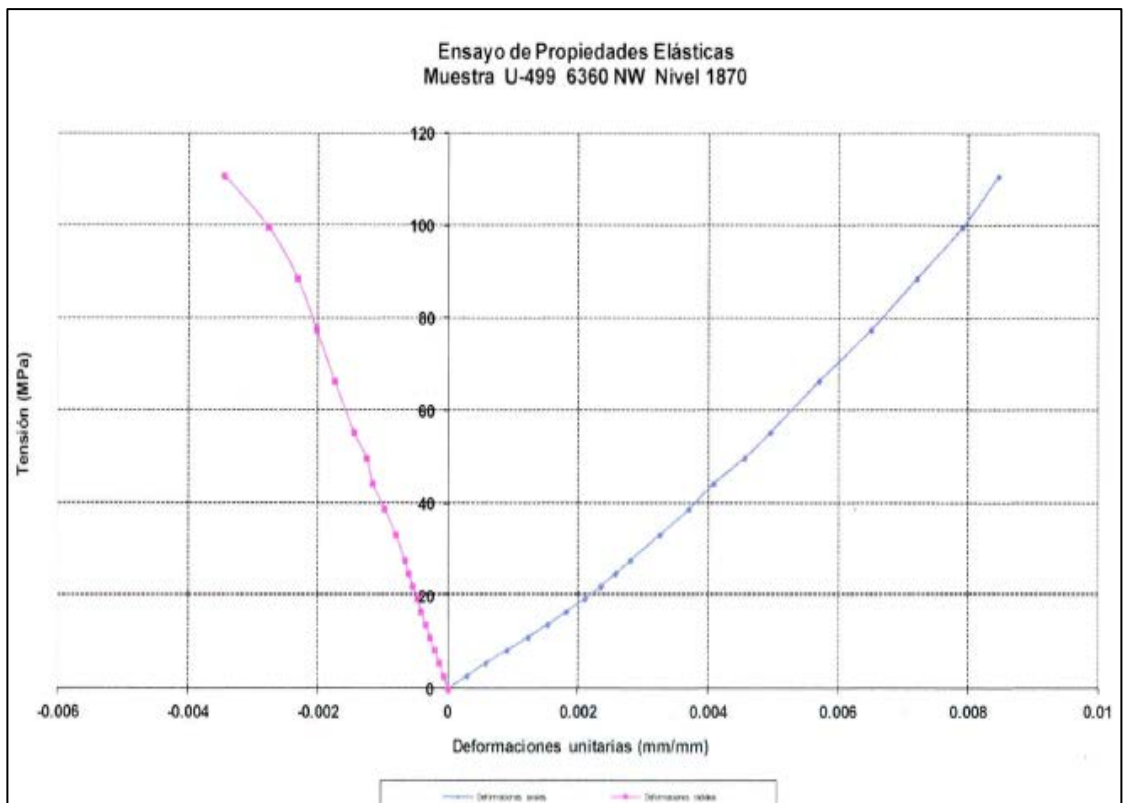
- Ensayos de Propiedades elásticas - fuente SIMSA.

Los resultados fueron los siguientes:

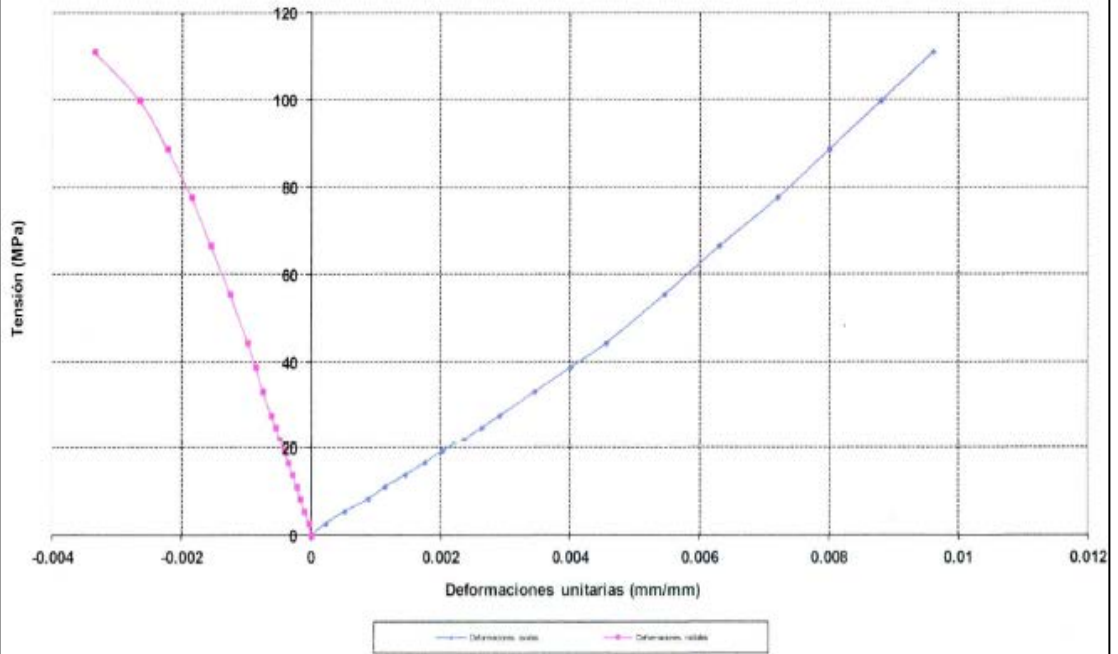
<i>Sondaje</i>	<i>Cámara</i>	<i>Lugar</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Módulo de Elasticidad (GPa)</i>	<i>Constante de Poisson (v)</i>	<i>Resistencia última (MPa)</i>
<i>U-466</i>	<i>GAL 7880 S</i>	<i>Nivel 2230</i>	<i>4.72</i>	<i>9.93</i>	<i>4.85</i>	<i>0.32</i>	<i>91.35</i>
<i>U-499</i>	<i>6360 NW</i>	<i>Nivel 1870</i>	<i>4.75</i>	<i>10.23</i>	<i>12.48</i>	<i>0.34</i>	<i>148.31</i>
<i>3298</i>	<i>506 S</i>	<i>Nivel 1623</i>	<i>4.74</i>	<i>9.88</i>	<i>10.82</i>	<i>0.25</i>	<i>162.27</i>
<i>U-896</i>	<i>7455 NW</i>	<i>RHAMIS</i>	<i>4.75</i>	<i>10.03</i>	<i>13.53</i>	<i>0.30</i>	<i>187.04</i>
<i>U-897</i>	<i>7570 W</i>	<i>Nivel 1775</i>	<i>4.74</i>	<i>10.15</i>	<i>12.11</i>	<i>0.21</i>	<i>221.18</i>



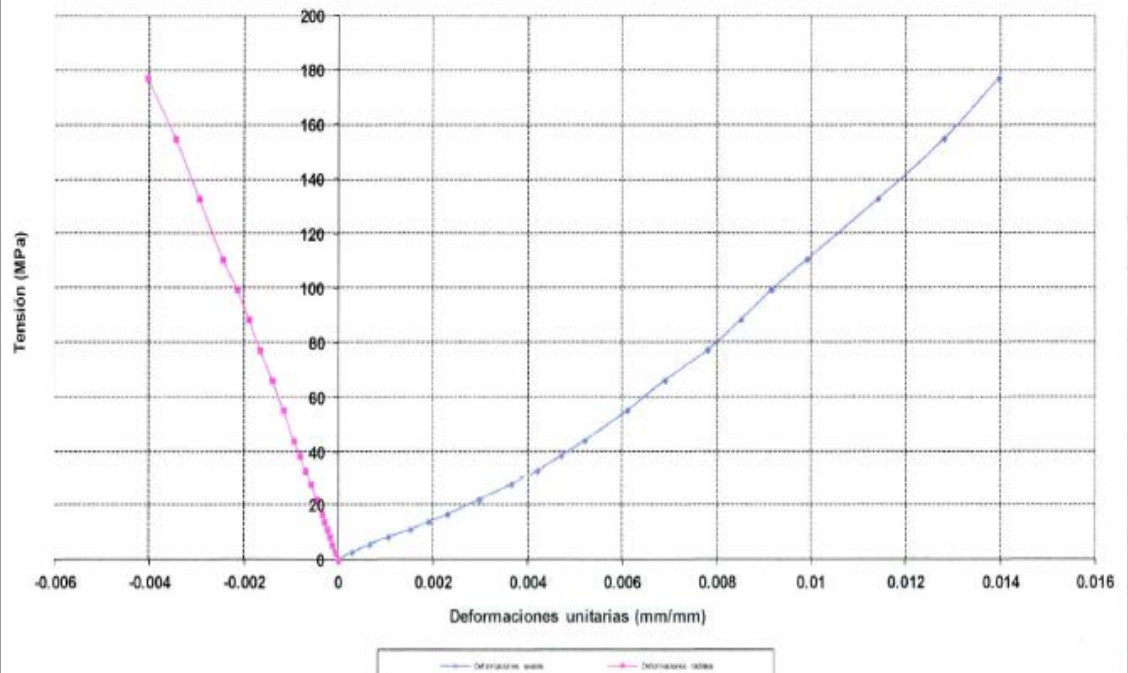
Deformaciones axiales ----- Deformaciones radiales-----

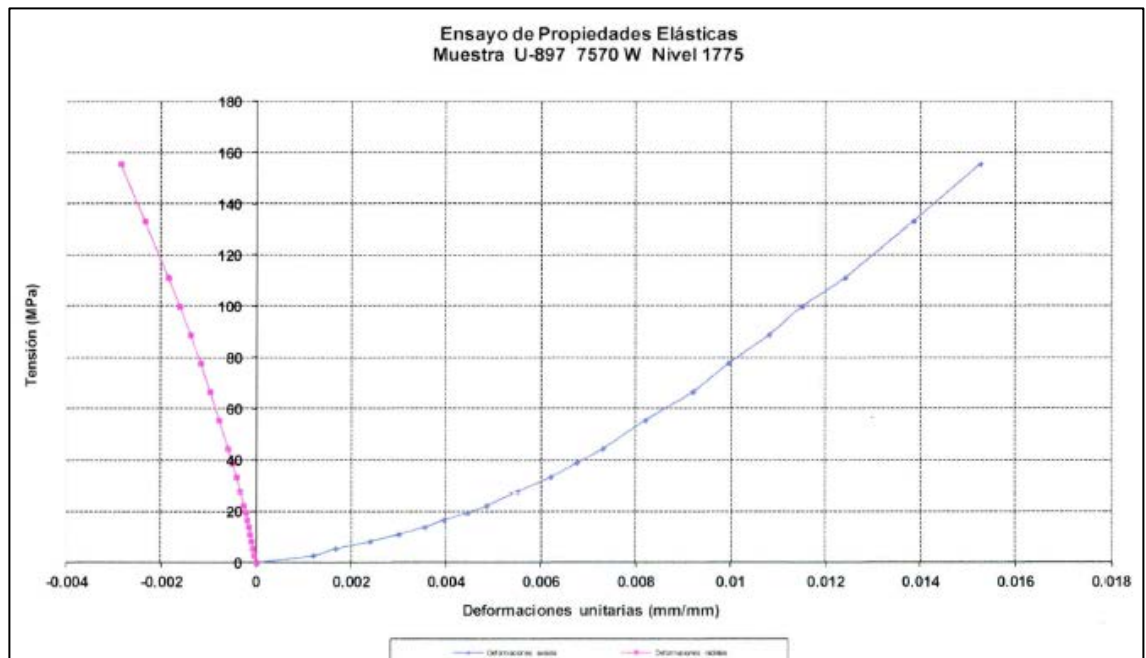


Ensayo de Propiedades Elásticas
Muestra 3298 506 S Nivel 1623



Ensayo de Propiedades Elásticas
Muestra U-896 7455 NW RHAMIS





- Ensayos de compresión Triaxial - fuente SIMSA.

Se ensayaron cuatro probetas por cada muestra entregada los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664 -95. A continuación se muestran los resultados obtenidos.

Sondaje	Cámara	Lugar	Probeta	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga	σ_{1max} (MPa)	σ_3 (MPa)	Angulo de Fricción interno (°)	Cohesión (MPa)	m_i
U-466	GAL 7880 S	Nivel 2230	A	4.71	10.22	10200.00	57.41	1.00 (*)	51.06	13.27	17.68
			B	4.71	10.43	20600.00	115.95	3.00 (*)			
			C	4.71	10.40	18000.00	101.31	5.00 (*)			
			D	4.71	10.07	24400.00	137.33	7.00 (*)			
			Resist. Última (**)				91.35	0.00 (*)			
U-499	6360 NW	Nivel 1870	A	4.76	10.07	18400.00	101.40	2.00	56.95	22.08	26.18
			B	4.76	10.12	27000.00	148.79	4.00			
			C	4.76	10.36	39800.00	219.33	6.00 (*)			
			D	4.76	10.30	43200.00	238.07	8.00 (*)			
			Resist. Última (**)				148.31	0.00 (*)			

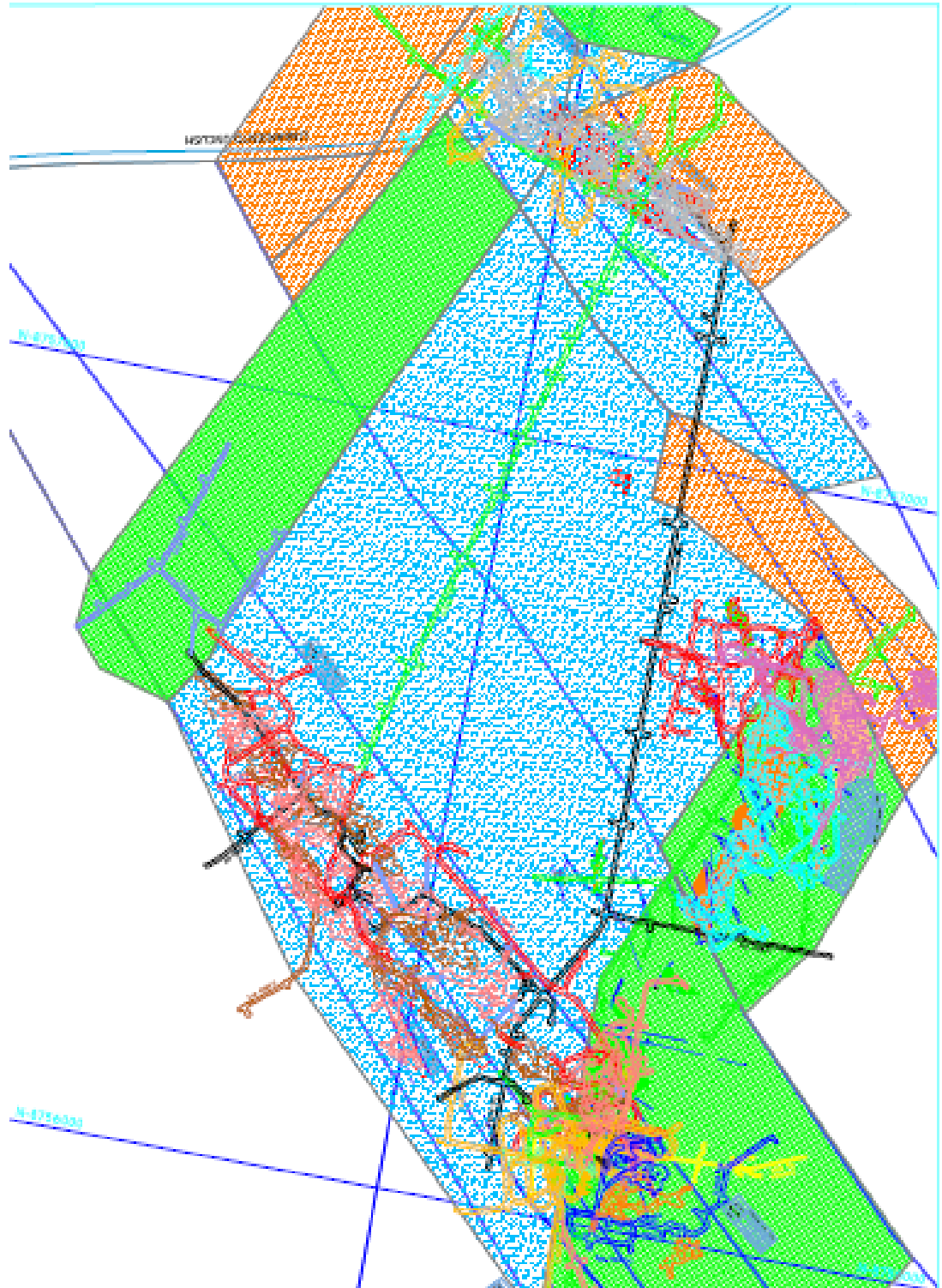
(*) Valores considerados para el cálculo del ángulo de fricción interno y cohesión.

(**) Resultados de los ensayos de propiedades elásticas - fuente SIMSA.

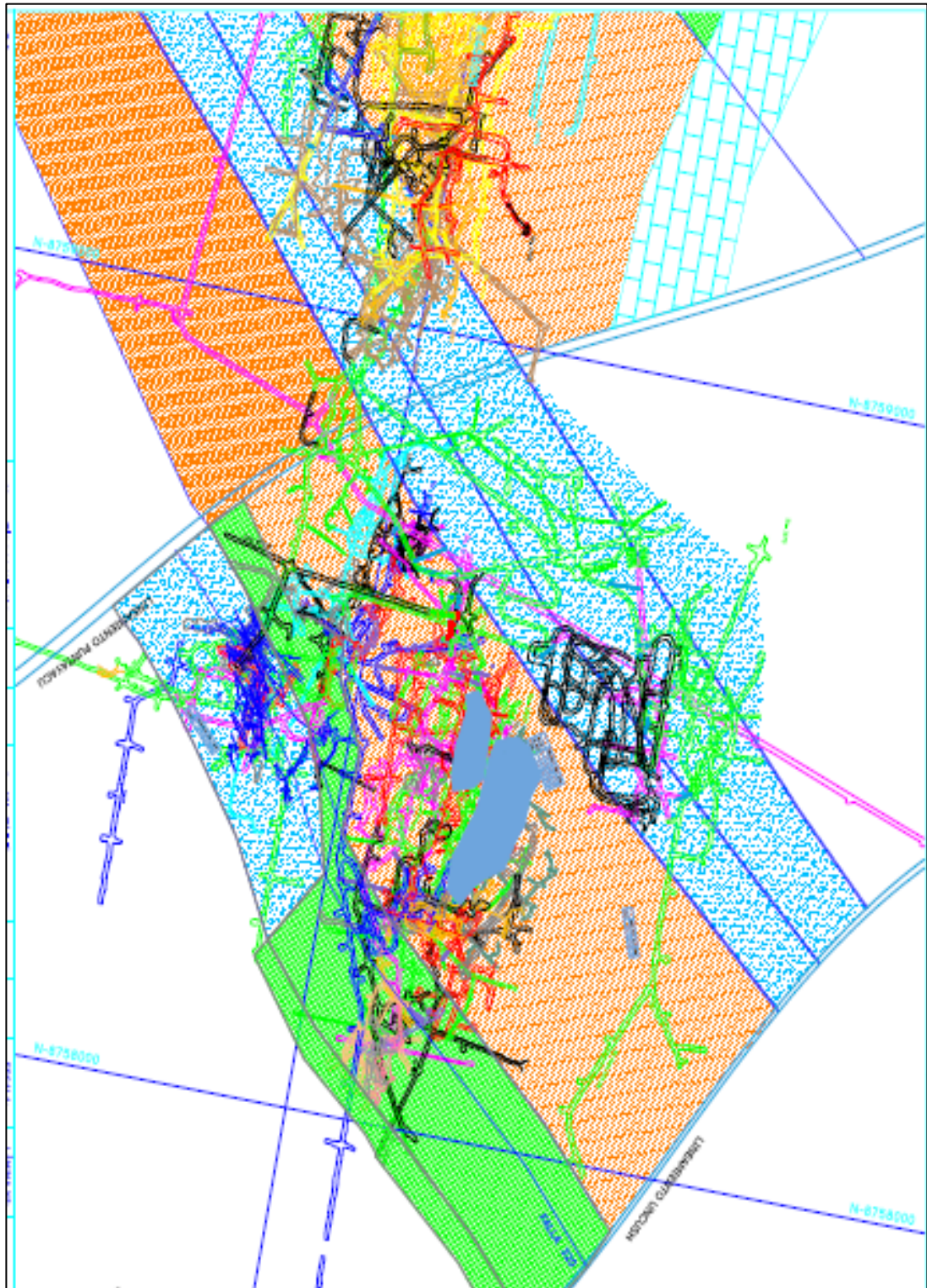
<i>Sondaje</i>	<i>Cámara</i>	<i>Lugar</i>	<i>Probeta</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga</i>	σ_{1max} (MPa)	σ_3 (MPa)	<i>Angulo de Fricción interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>	m_i
3298.00	506 S	Nivel 1623	A	4.74	10.10	13000.00	72.25	1.00 (*)	50.74	20.09	14.82
			B	4.74	10.24	19400.00	107.81	3.00 (*)			
			C	4.74	10.25	32400.00	180.06	5.00 (*)			
			D	4.74	10.08	30000.00	166.72	7.00 (*)			
		Resist. Última (**)					162.28	0.00 (*)			
U-896	7455 NW	RHAMIS	A	4.75	10.35	31000.00	171.56	2.00 (*)	60.73	24.42	35.03
			B	4.75	10.25	44400.00	245.71	4.00 (*)			
			C	4.75	10.08	62400.00	345.32	6.00			
			D	4.75	10.28	55000.00	304.37	8.00 (*)			
		Resist. Última (**)					187.05	0.00 (*)			

<i>Sondaje</i>	<i>Cámara</i>	<i>Lugar</i>	<i>Probeta</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga</i>	σ_{1max} (MPa)	σ_3 (MPa)	<i>Angulo de Fricción interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>	m_i
U-897	7570 W	Nivel 1775	A	4.73	9.97	31800.00	177.47	1.00 (*)	51.30	34.79	14.90
			B	4.73	10.23	29000.00	161.85	3.00			
			C	4.73	10.12	43800.00	244.45	5.00 (*)			
			D	4.73	10.19	36600.00	204.26	7.00			
		Resist. Última (**)					221.18	0.00 (*)			




ANEXO 2: Zoneamiento geomecánico USA-RHAMIS - fuente SIMSA.



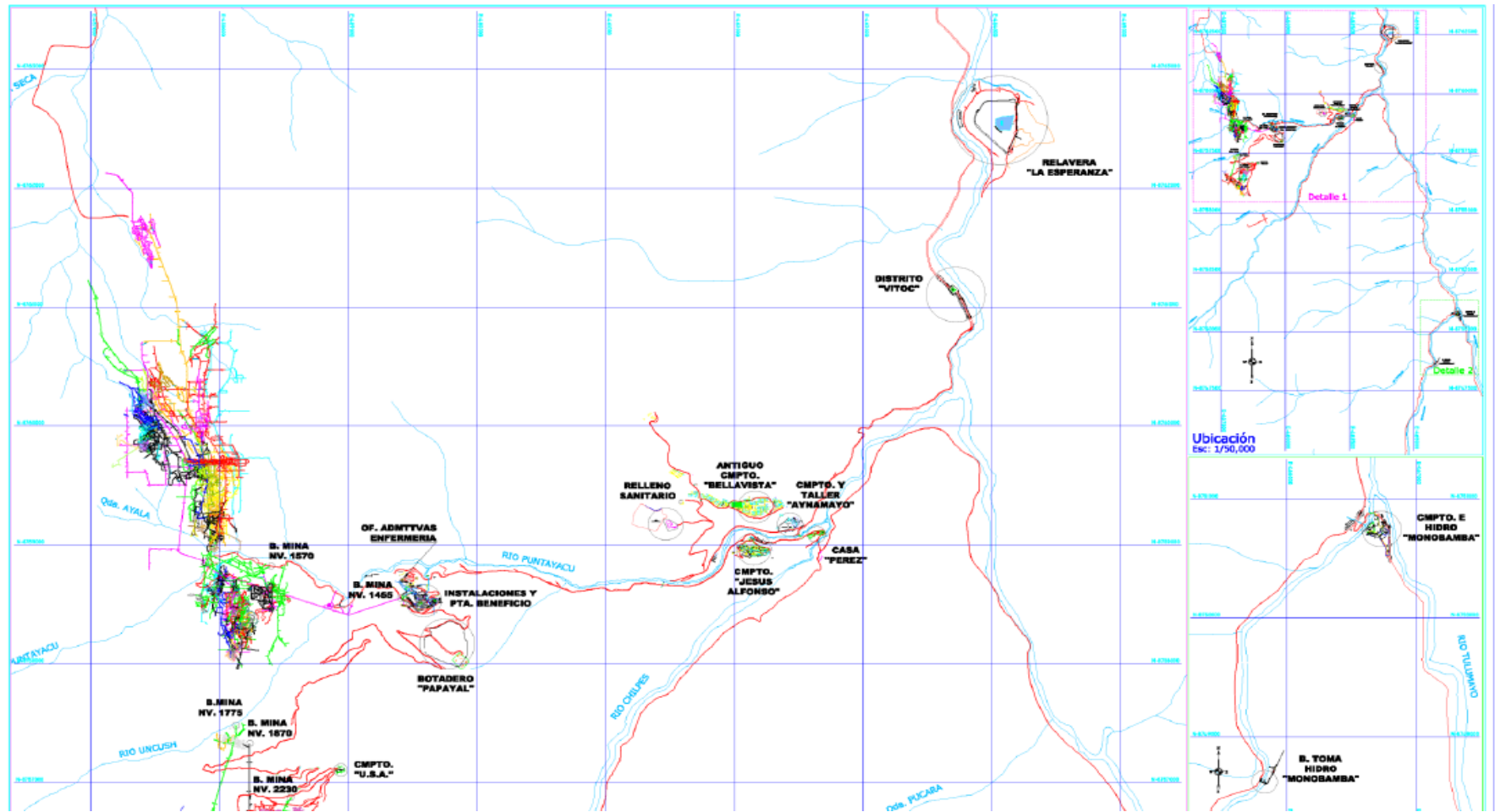
Zoneamiento geomecánico zona sur - fuente SIMSA.



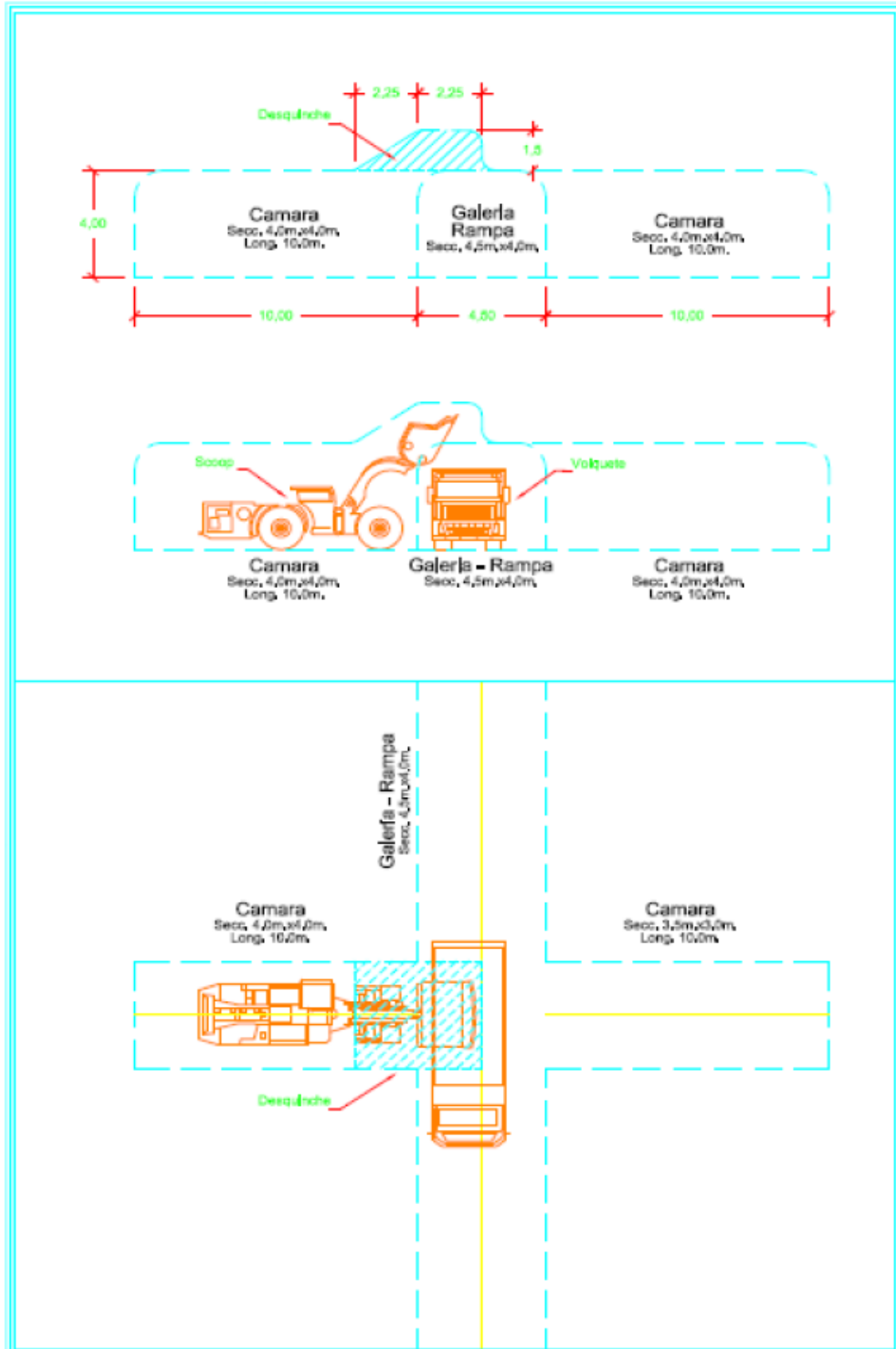
LEYENDA

	GSI	RMR	TIPO DE SOSTENIMIENTO	
ESTRUCTURA: F: Fracturada. MF: Muy Fracturada. IF: Intensamente fracturada. T: Tifurada o Brechada. CONDICION SUPERFICIAL: MB: Muy Buena. B: Buena. R: Regular. P: Pobre. FACTORES INFLUYENTES: Agua: FL: Flujo. S: Seco. D: Discontinuidades. H: Humedo. F: Fallas. M: Mojado. V: Voladuras cercanas. G: Goteo. SE: Sobre excavación.	F/B	71 - 80		SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL
	MF/B	61 - 70		PERNO SISTEMATICO (1.5 X 1.5 m.)
	MF/R	51 - 60		PERNO SISTEMATICO (1.0 X 1.0 m.) MALLA ELECTRO SOLDADA.
	IF/R	41 - 50		SHOTCRETE REFORZADO (0.05 m.)
	IF/P	31 - 40		SHOTCRETE REFORZADO (0.05 m.) PERNO SISTEMATICO (1.0 X 1.0 m.)
	T/P	< 30		CIMBRAS O CERCHAS METALICAS (1.0 - 1.5 m.)

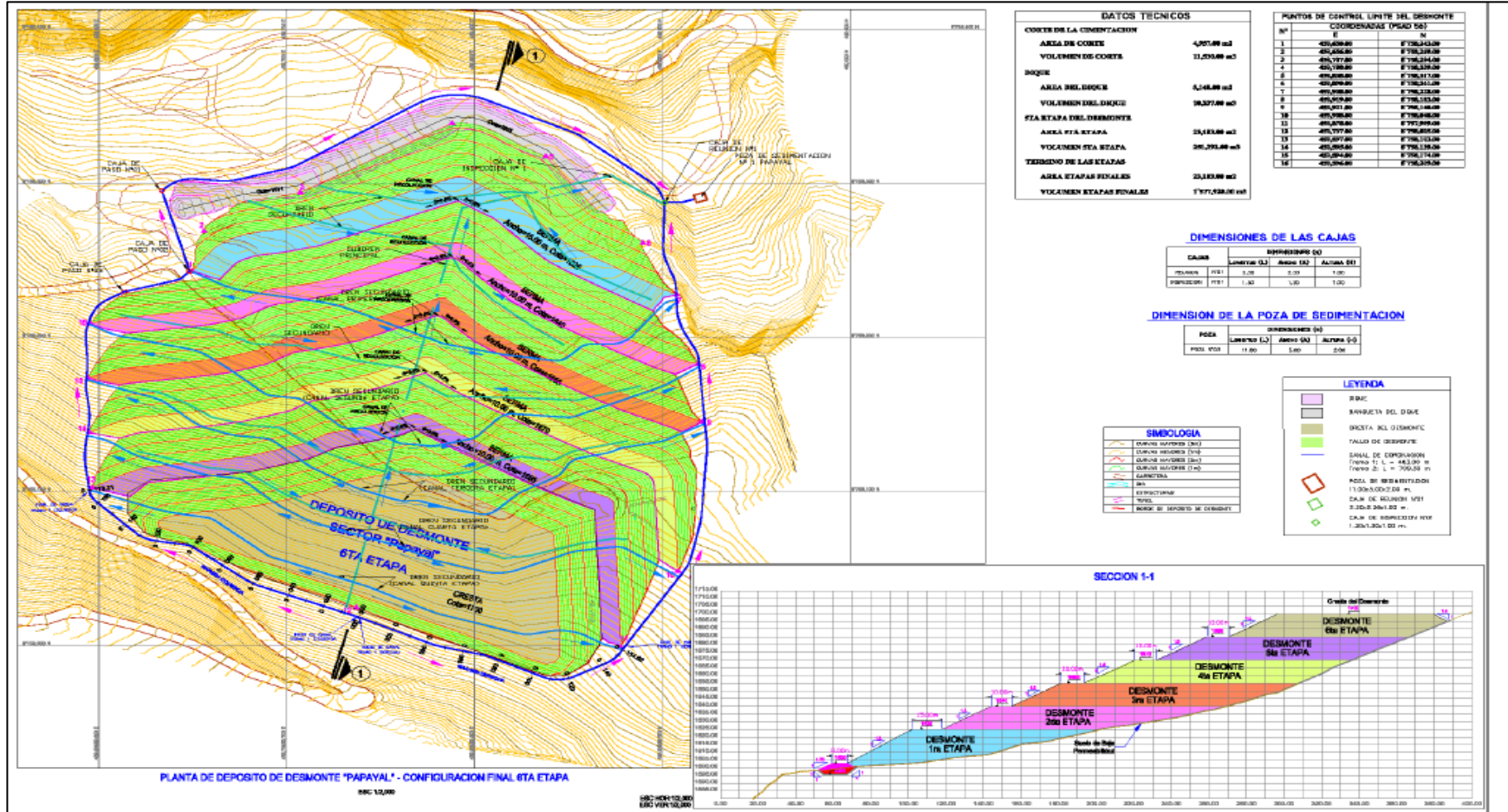
ANEXO 3: Ubicación general SIMSA - fuente SIMSA.



ANEXO 4: DISEÑO DE CAMARA DE CARGUIO - fuente SIMSA.

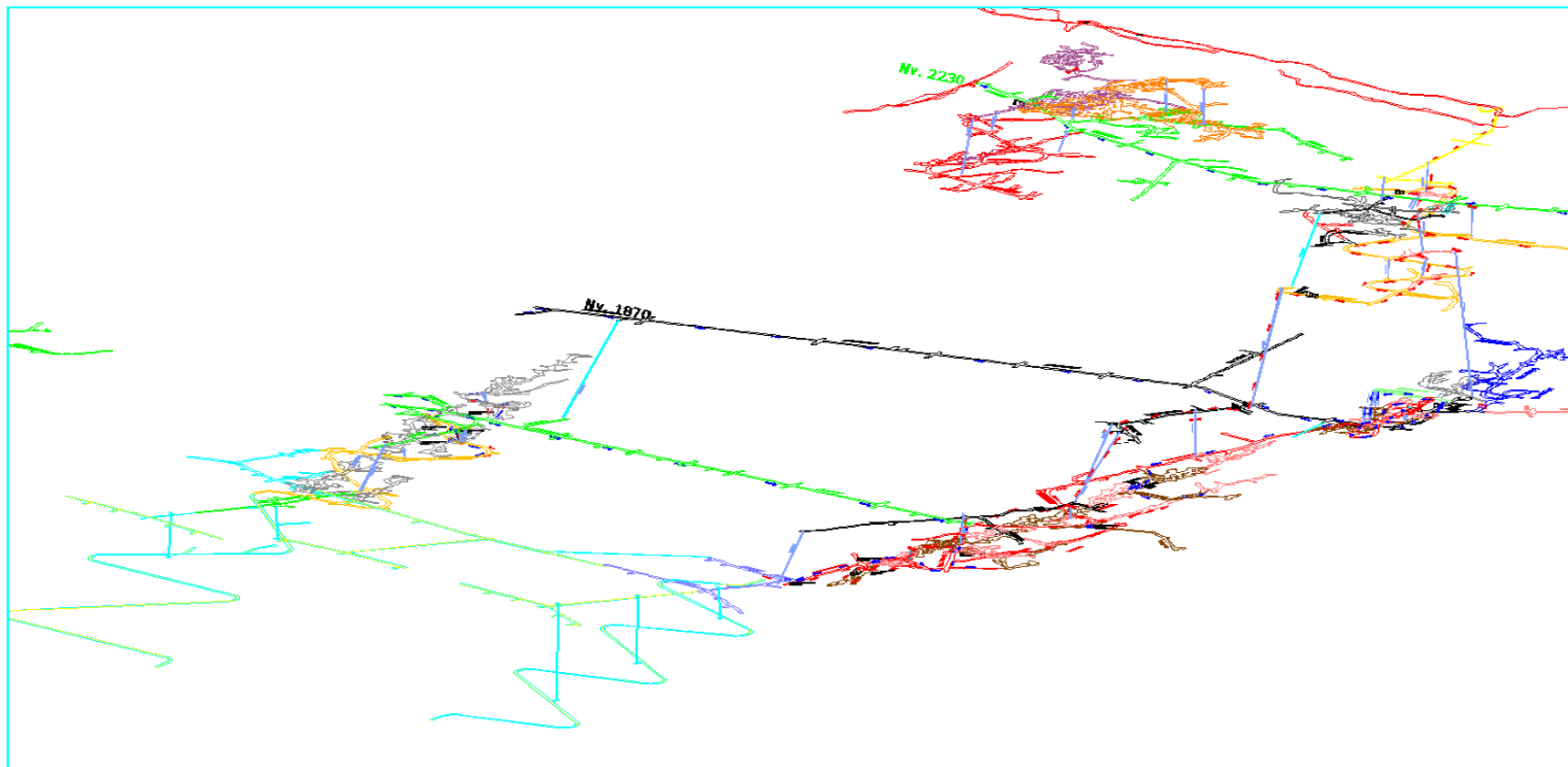


ANEXO 5: Diseño desmontera PAPAVAL - fuente SIMSA.



ANEXO 6. Vista isométrica de la ventilación USA-RHAMIS - fuente SIMSA.

USA-RHAMIS



Horizontales.

Zona	Area	Nivel	Cota	Secc	Labor	Fase	CTA	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	Total	
SUR	A19S	1455	1522	4x3.5	Camara Carguio Rpa (-)	IP	990-			20		20								40	
AN JUD.	A13	1455	1522	4.5x4	Galeria 9980 S.	IP	990-										50	50	50	150	
AN JUD.	A14	1455	1522	4x3.5	Camara Carguio 9980 S.	IP	990-											20		20	
AN JUD.	A13	1455	1522	4.5x4	Galeria 9980 S.	IE	990-			50	50	50	50	50	50	50				350	
AN JUD.	A13	1455	1522	4x3.5	Camara Carguio Gal 9980	IE	990-					20	20	20	20	20				60	
AN JUD.	A13	1455	1522	3.5x3	Camara. DDH Gal 9980	IE	990-				12	12	12	12	12	12				72	
ISA 1870		1775		3.5x3	Camara Perf. DDH	D	976333	12		12		12		12		12		12		84	
ISA 1870		1725		3.5x3	Camara Perf. DDH	D	976333		12		12		12		12		12		24	84	
ISA 1870		1675		3.5x3	Camara Perf. DDH	D	976333	12		12		12		12		12		12		72	
ISA 1870		1725-1675		3.5x3	Frente Tajo 1° Piso Nv 1725-1675	D	976333	70	70	70	70	70	70	70	70	70	70	70	70	80	
ISA 187	A 56-57	1725	1725	4.5x4	Rampa (-) 7095	IP	990-	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	600	
ISA 187	A56-57	1725	1725	4x3.5	Camara Carguio Rpa 7095 (-)	IP	990-		20		20		20		20		20		20	120	
ISA 187	A56-57	1725	1725	3.5x3	Accesos	P	904103			20		30			20		30		30	130	
ISA 223	A34S	2100	2188	3.5x3	Crucero 6020	P	904103									10	50	50	50	160	
ISA 223	A34S	2100	2188	3.5x3	Camara Carguio Cro 6020	P	904103									20		20		40	
ISA 223	A30S	2230	2291	4.5x4	Rampa Nv 2230 - 2320	IP	990-	30	30	30	30	30	30	30						210	
ISA 223	A30S	2230	2291	3.5x3	Accesos Rpa Nv 2230 - 2320	P	904-103			20			30							50	
ISA 223	A30S	2230	2291	4x3.5	Camara Carguio Rpa Nv 2230 - 2320	IP	990-	20			20									40	
ISA 187	A 23S	1725	1722	3.5x3	Crucero 7455 NE.	IE	990-	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50		500	
ISA 187	A 23S	1725	1722	3.5x3	Camara Carguio Crucero 7455 NW.	IE	990-		20		10		20		10		10			70	
ISA 187	A 23S	1725	1722	3.5x3	Camara DDH Cro 7455 NW	IE	990-			12	12	12		12	12	12	12	12	12	108	
ISA 187	A 23S	1725	1722	3.5x3	Galeria 7455 SW.	IE	990-	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50		500	
ISA 187	A 23S	1725	1722	3.5x3	Camara Carguio Galeria 7455 SW.	IE	990-	20		20		20		20		20				100	
ISA 187	A 23S	1725	1722	3.5x3	Camara DDH Gal 7455 SW	IE	990-			12		12		12		12				48	
ISA 187	A 55S	1725	1726	3.5x3	Crucero 7105 NW	IE	990-						50	50	50	50	50	70	100	420	
ISA 187	A 55S	1725	1726	3.5x3	Camara Carguio Crucero 7105 NW	IE	990-							20		20		20		60	
ISA 187	A 55S	1725	1726	3.5x3	Camara DDH Cro 7105 NW	IE	990-										12		36	48	
ISA 187	A 56S	1725	1727	3.5x3	Crucero 6690 NW	IE	990-	50	50	50	50	50	50	50	50	20				420	
ISA 187	A 56S	1725	1727	3.5x3	Camara Carguio Crucero 6690 NW	IE	990-	20		20		20		20		20				100	
ISA 187	A 56S	1725	1727	3.5x3	Camara DDH Cro 6690 NW	IE	990-				12		12		12		24			60	
ISA 187	A 55S	1725	1740	4.5x4	Rampa 7105 (-) Nv 1725	IP	990-											60	60	120	
ISA 187	A 55S	1725	1740	3.5x3	Camara Carguio Rampa 7105 (-) Nv	IP	990-											20	10	30	
ISA 187	A 54S	1725	1740	4.5x4	Rampa 7400 (-)	IP	990-	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	600	
ISA 187	A 54S	1725	1740	4x3.5	Camara Carguio Rpa 7400 (-)	IP	990-		20		20		20		20		20		20	120	
ISA 187	A54S	1725	1740	3.5x3	Accesos Rpa 7400 (-)	P	904103					30		30		30				150	
ISA 1870		1775-1725-1675		3.5x3	Camaras y Refugios	P	904103	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	180
SUR		1704-1623-1570		3.5x3	Camaras y Refugios	P	904103	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	180
ISA 1870				3.5x3	Camaras Pies - Cabezas RBs	IP	990-	20		20		20		20		20		20		120	
SUR				3.5x3	Camaras Pies - Cabezas RBs	IP	990-		20		20		20		20		20			20	120
ISA 2230				3.5x3	Camaras Pies - Cabezas RBs	IP	990-												20	20	40
ISA 1870				3.5x3	Camaras Pies - Cabezas CHs	P	904103	10		10		10		10		10		10		60	
SUR				3.5x3	Camaras Pies - Cabezas CHs	P	904103		10		10		10		10		10			10	60
ISA 1870				1.5x1.5	Chimeneas varias	P	904103	20		20		20		20		20		20		120	
SUR				1.5x1.5	Chimeneas varias	P	904103	20	20		20		20		20		20		20		140
TOTAL								1,201	1,201	1,205	1,199	1,219	1,207	1,215	1,209	1,213	1,201	1,203	1,202	14,475	

ANEXO 8: Programa de producción 2013-SIMSA - fuente SIMSA.

UNCUSH SUR ALTO 2230

Area	Nivel	Cota	Tajo	Manto	Labor	Potencial (TMS)	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL	%Zn	%Pb	Ozn	Fe	VPT
A 30 - 35	2230	2 290		Alf. II	Gal. 7880 S	155,000			2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	20,000	6.16%	0.18%	0.60%	0.63%	70.59
A 34 - 35	2100	2 237		Alf. I	Gal. 6030 S	17,067					2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	16,000	5.00%	0.41%	0.60%	0.63%	59.63
TOTAL UNCUSH SUR ALTO 2230						172,067	-	-	2,000	2,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	36,000	5.64%	0.28%	0.60%	0.63%	65.72

Concesion	UEA
San Vicente 5	Chilpes
San Vicente 5	Chilpes

UNCUSH SUR ALTO 1870

Area	Nivel	Cota	Tajo	Manto	Labor	Potencial (TMS)	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL	%Zn	%Pb	Ozn	Fe	VPT	
A - 47	1775	1840		SVT	Tj. 7330	15,000	4,000	4,000	3,000	3,000	1,000								15,000	4.00%	0.22%	0.50%	0.30%	46.75	
A - 56	1675	1675		SVT	Rpa. (-) 7095	190,000			3,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	48,000	4.00%	0.22%	0.20%	0.30%	46.75	
A - 54	1675	1675		SVT	Rpa. (-) 7400	90,000	15,000	15,000	13,000	12,000	12,000	12,000	12,000	6,000					85,000	5.00%	0.22%	0.20%	0.30%	57.95	
A - 62	1625	1625		SVT	Rpa. (-) 7400	96,000							6,000	12,000	12,000	12,000	12,000	12,000	66,000	5.41%	0.22%	0.20%	0.30%	62.53	
TOTAL UNCUSH SUR ALTO 1870						391,000	19,000	19,000	19,000	20,000	18,000	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	214,000	4.83%	0.22%	0.22%	0.30%	56.07	
TOTAL UNCUSH SUR ALTO						563,067	19,000	19,000	21,000	22,000	22,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	250,000	4.95%	0.23%	0.28%	0.35%	57.46

Concesion	UEA
San Vicente 3	San Vicente
San Vicente 3	San Vicente
San Vicente 3	San Vicente
San Vicente 3	San Vicente

MINA CENTRAL

Area	Nivel	Cota	Tajo	Manto	Labor	Potencial (TMS)	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL	%Zn	%Pb	Ozn	Fe	VPT		
ZONA																										
A - 75	1824	1900		II	Acc. 410 W	48,000				2,000	2,000	3,000	3,000						10,000	5.50%	0.35%	1.80%	0.70%	64.70		
A - 45	1784	1844		II	Rpa. (+) 520	36,000								2,000	2,000	2,000	3,000	3,000	12,000	6.86%	0.50%	1.80%	0.70%	81.26		
A - 65	1744	1804		IC	Rpa. (+) 340	60,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000						21,000	5.50%	0.70%	1.80%	0.70%	67.80		
A - 25	1623	1693		I - II	Acc. 515	54,000	15,000	14,000	15,000	10,000									54,000	10.29%	0.30%	0.30%	0.70%	117.91		
A - 25	1570	1675		III	Rpa. (-) 485	153,000	9,000	9,000	9,000	12,000	13,000	13,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	149,000	10.66%	0.30%	0.30%	0.70%	122.05		
A - 14S	1455	1515		III	Rpa. (-) 485	16,000								3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	15,000	10.66%	0.35%	0.35%	0.70%	122.49		
A - 15	1570	1630		I	Acc. 680	12,000	4,000	4,000	4,000										12,000	5.00%	0.60%	0.30%	0.70%	61.32		
A - 15	1570	1630		III	Gal. 730 W	64,000					5,000	5,000	5,000	5,000	6,000	6,000	6,000	6,000	44,000	12.50%	0.30%	0.30%	0.70%	142.66		
A - 65	1704	1704		IC	Gal. 490 S.	120,000				3,000	3,000	3,000	4,000	4,500	4,500	4,500	4,500	5,500	36,500	7.00%	0.70%	0.70%	0.70%	84.60		
TOTAL ZONA SUR						563,000	31,000	30,000	31,000	30,000	26,000	27,000	29,000	28,500	29,500	29,500	30,500	31,500	353,500	9.68%	0.39%	0.53%	0.70%	111.84		
ZONA ALTA																										
A 8 - 9	1750	1810		Jesús	Rpa (+) 725	20,000					2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	16,000	5.50%	0.70%	1.80%	0.80%	67.80		
A - 9	1750	1810		SVT	Rpa (+) 725	30,000					3,000	3,000	3,000	3,500	3,500	3,500	3,500	4,500	27,500	6.50%	0.65%	1.80%	0.60%	78.56		
TOTAL ZONA ALTA						50,000	-	-	-	-	5,000	5,000	5,000	5,500	5,500	5,500	5,500	6,500	43,500	6.13%	0.67%	1.80%	0.67%	74.60		
TOTAL MINA CENTRAL						613,000	31,000	30,000	31,000	30,000	31,000	32,000	34,000	34,000	35,000	35,000	36,000	38,000	397,000	9.29%	0.42%	0.67%	0.70%	107.76		

Concesion	UEA
San Vicente 3	San Vicente
San Vicente 3	San Vicente
San Vicente 3	San Vicente
San Vicente 3	San Vicente
San Vicente 3	San Vicente
San Vicente	Palmapata
San Vicente 3	San Vicente
San Vicente 3	San Vicente
San Vicente	Palmapata
San Vicente	Palmapata

ANEXO 9: Equipos SIMSA-2013 - fuente SIMSA.

Código Interno	Categoría	ESTADO	UBICACIÓN				
				Clase	Marca	Modelo	Capacidad
002-086	SC086	OPERATIVO	RHAMIS	Scooptram	Atlas Copco	ST 710	4.2 yd ³
002-087	SC087	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Scooptram	Atlas Copco	ST-3,5	3.5 yd ³
002-100	SC100	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Scooptram	Atlas Copco	ST-7	4.2 yd ³
002-101	SC101	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Scooptram	Atlas Copco	ST-7	4.2 yd ³
002-102	SC101	OPERATIVO	RHAMYS	Scooptram	Atlas Copco	ST-7	4.2 yd ³
002-103	SC101	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Scooptram	Atlas Copco	ST-7	4.2 yd ³
002-104	SC101	OPERATIVO	RHAMYS	Scooptram	Atlas Copco	ST-7	4.2 yd ³
004-022	CA022	OPERATIVO	C.NORTE	Dumper	Wagner	MT 420B	20 Ton
004-024	CA024	OPERATIVO	C.NORTE	Dumper	Atlas Copco	MT 2000	20 Ton
SERMINAS	CA030	OPERATIVO	C.NORTE	Dumper	Atlas Copco	MT 2010	20 Ton
004-068	CA068	OPERATIVO	SUPERFICIE	Volquete	Volvo	FM12 (6X4)	20 Ton
004-069	CA069	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Volquete	Volvo	FM12 (6X4)	20 Ton
004-070	CA070	DE BAJA	VENDIDO	Volquete	Volvo	FM12 (6X4)	20 Ton
004-071	CA071	DE BAJA	VENDIDO	Volquete	Volvo	FM12 (6X4)	20 Ton
004-072	CA072	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Volquete	Volvo	FM12 (6X4)	20 Ton
004-073	CA073	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Volquete	Volvo	FM 6X4 R	20 Ton
004-074	CA074	DE BAJA	VENDIDO	Volquete	Volvo	FM 6X4 R	20 Ton
004-075	CA075	OPERATIVO	STAND BY	Volquete	Volvo	FM 6X4 R	20 Ton
004-076	CA076	OPERATIVO	RHAMIS	Volquete	Volvo	FM 6X4 R	
004-077	CA077	OPERATIVO	RHAMIS	Volquete	Volvo	FM 6X4 R	25 Ton
004-078	CA078	OPERATIVO	RHAMIS	Volquete	Volvo	FM 6X4 R	25 Ton
004-079	CA079	OPERATIVO	RHAMIS	Volquete	Volvo	FMX	25 Ton
001-011	JU011	CRITICO	MINA CENTRAL	Boomer	Atlas Copco	Boomer H-126	COP 1238
001-020	JU020	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Boomer	Atlas Copco	Boomer 281	COP 1638
001-025	JU025	OPERATIVO	RHAMIS	Boomer	Atlas Copco	Boomer 281	COP 1032
001-026	JU026	OPERATIVO	RHAMIS	Boomer	Atlas Copco	Rocket Boomer 281	COP 1838
001-027	JU027	OPERATIVO	RHAMIS	Boomer	Atlas Copco	Rocket Boomer 281	COP 1838
001-028	JU028	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Boomer	Atlas Copco	Rocket Boomer 281	COP 1838
001-029	JU029	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Boomer	Atlas Copco	Rocket Boomer 281	COP 1838
001-030	JU030	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Boomer	Atlas Copco	Boomer H 104	COP 1838 HD
001-033	JU033	OPERATIVO	RHAMIS	Boomer	Atlas Copco	Boomer T1D	COP 1838 HD
001-034	JU034	OPERATIVO	RHAMIS	Boomer	Atlas Copco	Boomer T1D	COP 1838 HD
001-037	JU037	OPERATIVO	TODA LA MINA	Boomer	Atlas Copco	Boltec MC	COP 1435
004-008	CA008	OPERATIVO	LOGISTICA	Camion Cisterna	Volvo	VM 4x2	
RT-001	RT-001	OPERATIVO	SUPERFICIE	Retroexcavadora	CASE		
507-032	MT032	OPERATIVO	SUPERFICIE	Motoniveladora	Caterpillar	120G	-
507-033	MT033	OPERATIVO	SUPERFICIE	Motoniveladora	Komatsu	GD511A-1	-
507-010	TR010	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Tractor	Caterpillar	D5C III	-
507-011	TR011	OPERATIVO	ORCOPUNCO	Tractor	Caterpillar	D6R - DSIII	-
507-012	TR012	OPERATIVO	MINA CENTRAL	Tractor	Caterpillar	D5K	-
002-050	CF050	OPERATIVO	RHAMIS	C. Frontal	Caterpillar	966H	
002-051	CF051	OPERATIVO	RHAMIS	Mini Cargador	Caterpillar		
002-052	CF052	OPERATIVO	TOLVIN	C. Frontal	Caterpillar	966H	

ANEXO 10: Diseño de mallas de perforación y voladura – fuente propia.

RMR: 62 roca buena.

Sección: 3.5 m x 3.0 m.

Longitud del taladro: 10.5 pies.

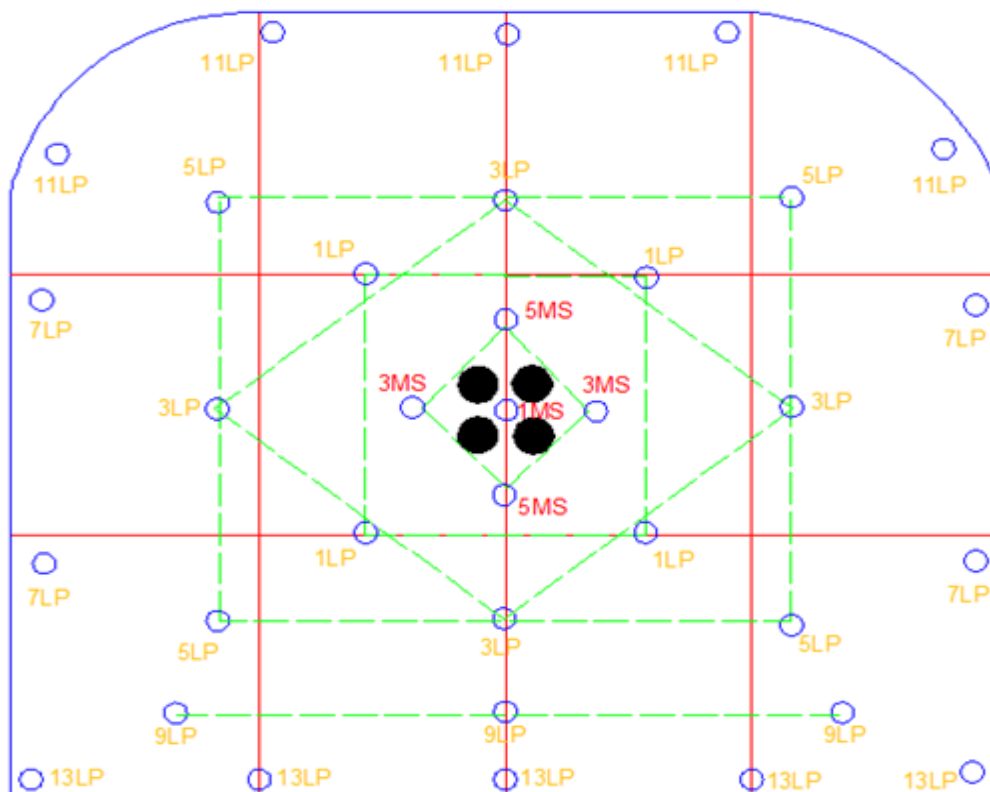
Broca de 45 mm de ϕ

Broca rimadora de 101.6 mm de ϕ

Explosivo usado: emulnor de: 1000, 3000 y 5000.

Numero de taladros perforados: 38

Numero de taladros cargados: 34



RMR: 62 roca buena.

Sección: 4.5 m x 4.0 m.

Longitud del taladro: 10.5 pies.

Broca de 45 mm de ϕ

Broca rimadora de 101.6 mm de ϕ

Explosivo usado: emulnor de: 1000, 3000 y 5000.

Numero de taladros perforados: 48

Numero de taladros cargados: 44

