

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



“RECUPERACION DE RELLENOS MEDIANTE TALADROS LARGOS”

INFORME DE SUFICIENCIA
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

GABRIEL ANTONIO CACERES OVIEDO

Lima - Perú

2011

DEDICATORIA

A MI QUERIDA FAMILIA

AGRADECIMIENTO

Quisiera agradecer a mi Alma Mater quien fue la que me brindo los conocimientos teóricos y prácticos para poderlos aplicar en mi desempeño profesional. Agradecer a los profesionales que laboraron, laboran y laboraran, haciendo de la Universidad Nacional de Ingeniería una de las más importantes universidades del país.

Agradecer a Corporación Minera Castrovirreyna la oportunidad que me brindo para desenvolverme profesionalmente y ser parte de su visión de futuro para la Minería Peruana.

Agradecer a mi familia que siempre estuvo conmigo en la buenas y malas, este triunfo es para ustedes.

RESUMEN

Desde Marzo del año 2009, la compañía “Corporación Minera Castrovirreyna” viene realizando cambios en su gestión de los procesos de Responsabilidad Social, Medio Ambiente, Seguridad y Operativos.

Como parte del plan estratégico que involucra todos estos puntos y con el objetivo de mejorar la productividad de los procesos en la mina se tomo la decisión de, iniciar la explotación de rellenos producto de explotaciones pasadas (Método Corte y Relleno Ascendente) pero no de una manera convencional, sino utilizando un método de explotación masiva. El método que se eligió fue el de Taladros Largos debido a: su alta productividad, su bajo costo de explotación y sus mejores estándares de seguridad.

La preparación del Método de Explotación se realiza con By Passes paralelos y ventanas perpendiculares para interceptar la estructura y/o relleno, posteriormente se perfora en la caja piso de la veta (taladros de 15 m De longitud) para que el

relleno apelmazado caiga y se realice la limpieza con los Equipos Scoopstram, posteriormente es trasladado a la Planta Concentradora para su tratamiento.

La aplicación de este Método de Explotación a traído buenos resultados, en lo económico, a reducido el costo y mejorado la utilización de los equipos así como, el tiempo de ciclado de los Tajos de producción, en la parte de seguridad se ha reducido el tiempo de exposición de los trabajadores en las zonas ya explotadas, minimizando la posibilidad de que ocurra un accidente.

INDICE

	Pagina
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
INTRODUCCION	01
CAPITULO I: GEOGRAFIA	03
1.1 Introducción	03
1.2 Ubicación y Acceso	03
1.3 Clima	04
1.4 Recursos Naturales	05
CAPITULO II: GEOLOGIA	07
2.1 Geología Regional	07
2.2 Geología Local	08
2.2.1 Volcánicos Caudalosa	08
2.2.2 Volcánicos Madona	09
2.3 Geología Estructural	09
2.4 Mineralización	12

2.5 Zoneamiento	12
2.6 Modelo Geológico del Yacimiento	13
2.7 Tipo de Yacimiento	15
CAPITULO III: GEOMECANICA	17
3.1 Geomecánica	17
3.2 Determinación del método de explotación	18
3.3 Dimensionamiento geotécnico de explotación	19
3.4 Cartografiado Geológico-Geotécnico	20
CAPITULO IV: EXPLORACION Y PREPARACION PARA	
RECUPERACION DE RELLENOS DETRITICOS	23
4.1 Resumen	23
4.2 Descripción del Tajo 680 Veta Mataballo	24
4.3 Exploración del Tajo 680 Veta Mataballo	24
4.4 Preparación y Desarrollo del Tajo 680	30
Veta Mataballo	
4.5 Detalle de Labores Tajo 680	30
4.5.1 By Passes	30
4.5.2 Ventanas de Extracción	32
4.5.3 Rampas	32
4.5.4 Chimeneas de Evacuación de Desmonte	32
4.5.5 Chimeneas de Ventilación y Servicios	33
4.5.6 Cámara de Carguío	33

4.6 Detalle de Equipos para preparación Tajo 680	34
4.6.1 Jumbo Sandvik DD-210	34
4.6.2 Scoop LH 307	36
4.6.3 Perforadora Jackleg	37
CAPITULO V: LABORES UNITARIAS DE EXPLOTACION	38
5.1 Introducción	38
5.2 Perforación	38
5.2.1 Equipo de Perforación	38
5.2.2 Método de perforación	42
5.3 Voladura	47
5.3.1 Materiales para voladura	47
5.3.2 Carguío de taladros	48
5.4 Limpieza	51
CAPITULO VI: SERVICIOS AUXILIARES	53
6.1 Sostenimiento	53
6.1.1 Pernos Helicoidales	53
6.1.2 Split Set	54
6.2 Transporte	55
6.3 Aire y Agua	56
6.4 Ventilación	57
CAPITULO VII: INDICADORES DE PRODUCTIVIDAD Y	58
ANALISIS ECONOMICO	

7.1 Índices de Producción	58
7.2 Costo de Producción	61
7.3 Análisis Comparativo	63
CONCLUSIONES	65
RECOMENDACIONES	67

INTRODUCCION

Históricamente, la explotación subterránea de mineral en el Perú, siempre fue de Vetas dejándose de lado las diseminaciones producidas por la intrusión de mineral en la masa rocosa. La diseminación de la veta (parte de la estructura mineralizada pero de baja ley) era considerado mineral no económico y servía para rellenar los tajos de corte y relleno.

Actualmente, la diseminación de vetas que antes no se extraía (mineral no económico), debido a precios de mercado y mejoras considerables en el tratamiento de mineral en plantas concentradoras, es considerado ahora económico, haciendo viable su explotación.

El yacimiento que trabaja Corporación Minera Castrovirreyna, por las evidencias existentes en los antiguos socavones (galerías y chimeneas inclinadas con sostenimiento de quinales y piedras labradas y otros trabajos mineros) es explotado desde la época colonial (se tiene noticias desde 1570) e hipotéticamente desde el incanato (se dice que fue de las mejores del Tahuantinsuyo).

La Unidad de Producción Reliquias, de la Compañía Corporación Minera Castrovirreyna, posee un mineral económico con contenidos de plata, oro, plomo, zinc y cobre, el cual era explotado usando el método de explotación de corte y relleno ascendente hasta finales del 2008, después del cual quedo paralizada durante 4 meses. En el tiempo donde se explotaba el mineral por este método, el relleno utilizado era mineral de baja ley (3 Oz/t a 6 Oz/t). El Cambio, de método de explotación del mineral, obedece a un plan estratégico elaborado por la compañía buscando: incrementar la productividad, reducir el costo operativo y mejorar el gerenciamiento de la seguridad.

Actualmente, el mineral extraído de la Mina Reliquias, es procesado en la planta concentradora, obteniéndose concentrado de Plata. En el presente año la planta concentradora comenzara la producción de concentrado Bulk, Zinc y Cobre.

CAPITULO I: GEOGRAFIA

1.1 INTRODUCCION

Corporación Minera Castrovirreyna, unidad minera Reliquias, es un yacimiento epitermal de vetas de cuarzo con mineralización poli metálica de Ag-Au-Pb-Zn-Cu, situado dentro del conocido distrito Argentífero de Castrovirreyna, fuente inagotable de recursos minerales, produciendo a la fecha, desde la época Incaica y la colonia.

1.2 UBICACIÓN Y ACCESO

La mina Reliquias se sitúa a una altura entre los 4,500 y 4900 m.s.n.m., geológicamente en el flanco oriental de la Cordillera Occidental del Segmento Central de Los Andes Peruanos, geográficamente en el distrito y provincia de Castrovirreyna del Departamento de Huancavelica. Se ubica alrededor de las siguientes coordenadas UTM:

- 474,000 E.
- 8'540,000 N.

Existen tres vías principales de acceso hacia la unidad las cuales se detallan en la Tabla 1. En la Figura 1 se observa la ubicación de la Mina Reliquias.

TABLA 1: VIAS DE ACCESO MINA RELIQUIAS

RUTAS	Distancia Km.	Tiempo (horas)	VIAS DE ACCESO
Lima – San Clemente - Rumichaca - Mina Reliquias	450	7	Panamericana Sur – Carretera Libertadores – carretera afirmada
Lima – San Clemente - Castrovirreyna - Mina Reliquias	410	6	Panamericana Sur – Carretera Libertadores - carretera afirmada
Lima – Oroya - Huancayo – Huancavelica – Mina Reliquias	560	10	Carretera central asfaltada a Huancavelica, afirmada a Relíquias.

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

1.3 CLIMA

El clima es frígido todo el tiempo, seco durante los meses de abril a noviembre y lluvioso entre diciembre a marzo, donde se presenta la temporada de nevadas, incrementándose el frío en los meses de junio a agosto, donde la temperatura alcanza su mínima de hasta -10°C.

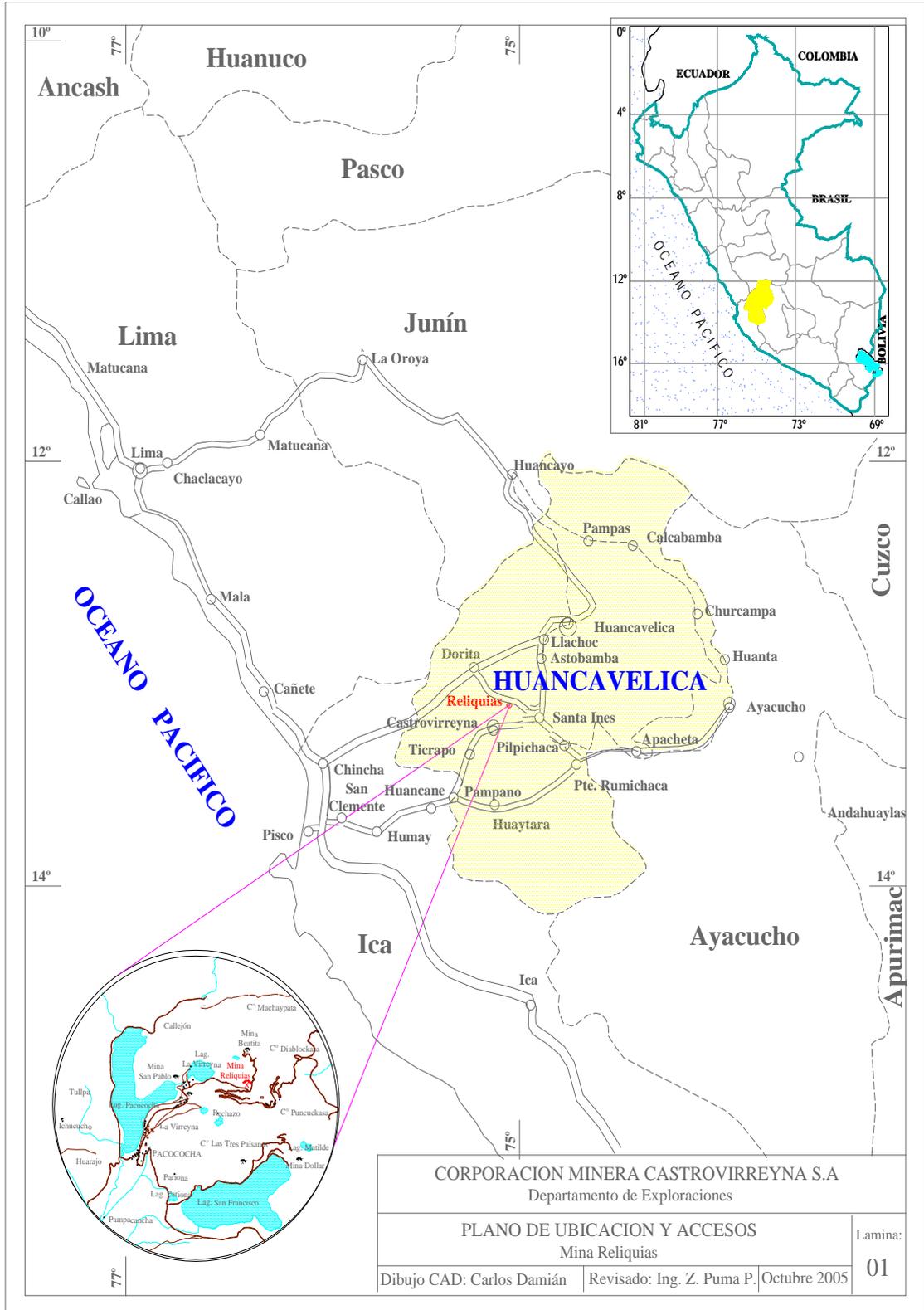
1.4 RECURSOS NATURALES

En cuanto a recursos minerales, el distrito minero de Castrovirreyna aún tiene mucho que ofrecer, lo mismo en cuanto a recursos hídricos, se cuentan con abundantes lagunas de gran tamaño en el entorno de Reliquias.

Las comunidades aledañas están dedicados en exclusividad a la crianza de Alpacas, Llamas y en menor cantidad a la crianza del ganado ovino y vacuno. En la zona no hay desarrollo de la actividad agrícola por las circunstancias de clima y altura, la vegetación propia del área es escasa y constituida mayormente por ichu.

En cuanto a recursos energéticos se tiene, a 500 m al Sureste de la planta de tratamiento, la subestación Eléctrica de CONEHUA (Consortio Energético Huancavelica) parte del sistema interconectado del Mantaro, donde la empresa distribuidora es ELECTRO SUR MEDIO S.A.A., la cual nos proporciona energía para las operaciones de mina.

FIGURA 1: UBICACIÓN GEOGRAFICA MINA RELIQUIAS



Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

CAPITULO II: GEOLOGIA

2.1 GEOLOGIA REGIONAL

Geológicamente, la mina Reliquias está ubicada en el flanco oriental de la Cordillera Occidental del Segmento Central de los Andes peruanos, Metalogénicamente está ubicado en el distrito minero de Castrovirreyna, que pertenece a la sub-provincia poli metálica del altiplano de la región central del Perú, considerada como la provincia metalogénica argentífera más grande e importante del Perú Central; que ha producido mineral argentífero desde la época del Imperio de los Incas a la fecha, a partir de las vetas de cuarzo-baritina emplazadas en andesitas de edad Neógenas de la formación Caudalosa.

La estratigrafía regional está comprendido por una secuencia de rocas sedimentarias y volcánicas que datan desde Cretáceo inferior representado por el Grupo Goyllarisquizga (Aptiano-Turoniano) que aflora al Oeste del poblado de Ticrapo, hasta las formaciones volcánicas del Terciario de edades Neógenas, representado por varias formaciones volcánicas, entre la más reciente está la

formación Astobamba (Mioceno-Plioceno) que aflora en las cercanías del poblado de Astobamba; también al extremo SW afloran pequeñas intrusiones de granodiorita, monzogranito y diorita, parte del Batolito de la costa, que intruyen la secuencia Mesozoica y parcialmente las secuencias volcánicas del Terciario. Asimismo hay pequeños stocks de sub-volcánicos de tipo andesita, riolita y dacita.

2.2 GEOLOGIA LOCAL

La mina Reliquias y alrededores está caracterizada por una secuencia de tufos, brechas volcánicas, lavas andesíticas y tufos sub-acuosos (volcánicos Madona) las que se encuentran en capas pseudoestratificadas, falladas y poco deformadas; intruyendo a éstas secuencias volcánicas de edad Neógenas, es notoria la ocurrencia de pórfidos feldespáticos, domos y diatremas a que estaría relacionado parte de la mineralización del distrito. En la mina Caudalosa se han diferenciado los volcánicos Caudalosa y Madona.

2.2.1. Volcánicos Caudalosa

Suprayace a los volcánicos Castrovirreyna e infrayace a los volcánicos Auquivilca, en la base se encuentran las brechas Beatita en la parte intermedia las andesitas Reliquias de textura porfirítica de color gris a verde y en la parte superior los volcánicos Candelaria conformada por una intercalación de andesitas brechoides, brechas andesíticas, lavas andesíticas de textura afanítica de color negro a gris.

2.2.2. Volcánicos Madona

Es una secuencia de tufos finos y tufos brecha sub-acuosos de color púrpura amarillo, intercalados con lavas andesíticas; en Caudalosa se les ha subdividido en Madona Inferior y Superior, están separados por en tres paquetes de lavas afanítica conocido como andesitas Madona 1, 2 y 3, el espesor de esta secuencia varía entre 300 m y 500 m.

En la Tabla 2 se observa la estratigrafía regional del distrito minero Castrovirreyna.

2.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

El volcanismo neógeno existente, representado por tobas, andesitas, aglomerados, brechas, etc. conforman grandes domos (dome centers) y/o conos volcánicos, donde se ve que las vetas mineralizadas y focos de alteración Hidrotermal (epitermal alteración cores) están alineados siguiendo un patrón estructural dominante Este-Oeste seguida del sistema Nor-Oeste de alineación Andina y menor proporción los del sistema Nor-Este. Además fueron afectados por otros sistemas circulares de tipo caldera, con estructuras semicirculares, cuyos márgenes son generalmente depresiones naturales que son ocupados por las grandes lagunas actualmente.

TABLA 2: ESTRATIGRAFIA REGIONAL CASTROVIRREYNA

ERA	SIST.	SERIE	PISO	Unidades Estratigráficas		Descripción Litológica
CENOZOICO	CUATERNARIO	Reciente		Depósitos coluviales	Qr-c	Material de escombros de gravas de gravas y bloques sub-angulosos distribuidos en material limo-arenosa y grava fina.
				Depósitos aluviales	Qr-al	Material de gravas, arenas, limos que se encuentran en las desembocaduras de los ríos en las lagunas que están inconsolidadas, producto del arrastre de las aguas.
				Depósitos fluvio-glaciares	Qr-fl	Material que consiste de Gravas y bloques medianos, subangulosos a subredondeados englobados en una matriz de grava fina y matriz limo-arenosa.
				Depósitos glaciares	Qr-g	Acumulaciones de material morrénico antiguo y reciente distribuido en las cabeceras de los valles glaciares, consiste de gravas y bloques englobado en limo y arena.
	TERCIARIO	Plioceno	Mioceno – Plioceno	Fm. Astobamba	Ts-as	Derrames andesíticos, basálticos brechas de flujo, con horizontes tobáceros y piroclásticos, relacionados a centros volcánicos de tipo estrato volcán y explosivo.
		Mioceno	Mioceno	Fm. Huichinga	Ts-h	Secuencia de derrames andesíticos y dacíticos, intercalados con algunas brechas de flujo y tobas andesíticas y dacíticas, 300 metros.
			Mioceno	Fm. Auquivilca	Ts-a	Secuencia de 911 m. De piroclastos (rocas tobáceas macizas) en la base y depósitos sedimentarios lacustres en la parte superior, (areniscas, limolitas intercaladas con calizas grises en capas delgadas y brechas tobáceas).
			Mioceno	Fm. Caudalosa	Ts-ca	Conjunto de rocas volcánicas compuestas de coladas y brechas de flujo de andesitas de colores gris oscuro y verdoso, con intercalaciones lenticulares de piroclásticos y areniscas tobáceas,

MESOZOICO			Oligoceno – Mioceno Inferior	Fm. Castrovirreyna	Ts-c	Secuencia sedimentaria piroclástica de facies lacustres, consta de areniscas, calizas, tobas, brechas tobáceas y lavas, localidad típica área de Castrovirreyna, +- 400 Mts.	
		Oligoceno	Eoceno Superior – Oligoceno	Gpo. Sacsaquero	Tm-ss	Secuencia volcánica-sedimentaria constituida por derrames andesíticos intercalados con tobas soldadas y re depositadas, areniscas, limo-arcillitas y calizas lagunares.	
		Eoceno	Eoceno Superior	Fm. Tantará	Ti-t	Secuencia volcánica, consta de derrames andesíticos, riocáclicos y dacíticos de color gris y pardo violáceo con textura porfirítica a veces afanítica, con pseudostratificación.	
		CRETACEO	Superior	Cretáceo Superior – Terciario Inferior	Fm. Casapalca	Ksti-c	Al NE de la hoja de Castrovirreyna, secuencia sedimentaria de areniscas y limolitas rojas con horizontes de arenisca guijarrosa y conglomerado calcáreo cuarcítico. 1200 Mts.
				Albiano Superior - Turoniano	Fm. Jumasha	Ks-j	Área Ticacancha, calizas negruzcas en capas delgadas y medianas alternando con caliza nodular, ocasionalmente intercalada con margas, 300 Mts.
			Inferior	Albiano Medio	Fm. Pariatambo	Ki-p	Área Ticacancha, consta de calizas grises oscuras en capas delgadas y medianas con horizontes de caliza nodulosa, intercalados con margas pardas amarillentas, 200 Mts.
Albiano Medio				Fm. Pariatambo- chulec	Ki-phch	Área de Ticrapo-Ticacancha, consta de una gruesa secuencia de calizas en estratos delgadas medianas y gruesas, intercaladas con margas y lutitas, 500 Mts.	
		Neocomiano- Aptiano	Gpo. Goyllarisquizga	Ki-g	Área de Ticrapo ticacancha, secuencia clástica >1000 Mts, consta de areniscas cuarcíticas gris blanquecinas con intercalación de limolitas y lutitas grises,		

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

2.4 MINERALIZACION

En el lado Oeste del distrito minero de Castrovirreyna, por la mina Caudalosa grande, hay dos zonas argentíferas bien diferenciadas, Candelaria con tetraedrita y Reliquias con platas rojas. En la mina Reliquias la mineralización presente es de proustita, pirargirita, galena y esfalerita, en una ganga de sílice, el zoneamiento de las vetas ya explotadas en niveles superiores al Nv. 440 presentaron mineralización de platas rojas, hacia la profundidad exactamente en el Nv. 340 de la veta Sacasipuedes se ha encontrado mineral poli metálica que en promedio tiene 3-5 oz Ag, 3-5 % Pb, 3-6 % Zn y 0.5 - 1 % Cu.

Estudios de inclusiones fluidas, Sawkins (1974), indican una temperatura de depositación de los minerales entre 325°C a 270°C con una declinación de temperatura de 250°C a 170°C para la última depositación de la esfalerita y 100°C para la baritina. Con excepción de dos inclusiones fluidas no se han encontrado otras que indiquen ebullición de los fluidos mineralizantes.

2.5 ZONEAMIENTO

En la mina Reliquias, la mineralización consiste de Ag-Pb-Zn-Cu-Au, con notable presencia de de platas rojas en las vetas Sacasipuedes, Matabalho y Perseguida Este.

El cambio de mineralogía hacia las profundidades se refleja en los cocientes metálicos de Reliquias; el sentido de las soluciones es sub-horizontal y la dirección del flujo es de Oeste a Este para las vetas Matabalho y Sacasipuedes,

basándonos en que los contornos de la veta Mataballo tienden a unirse al Este; estos mismos contornos continúan también en la veta Sacasipuedes pero sin llegar a unirse. El centro u origen de estas soluciones podría estar ubicado en el intrusivo de la Virreyna.

En la Figura 2 se muestra la interpretación estructural en Castrovirreyna. En la Tabla 3 se muestra los cocientes metálicos en la zona de Reliquias.

TABLA 3: ZONEAMIENTO MINERALOGICO-COCIENTES METALICOS

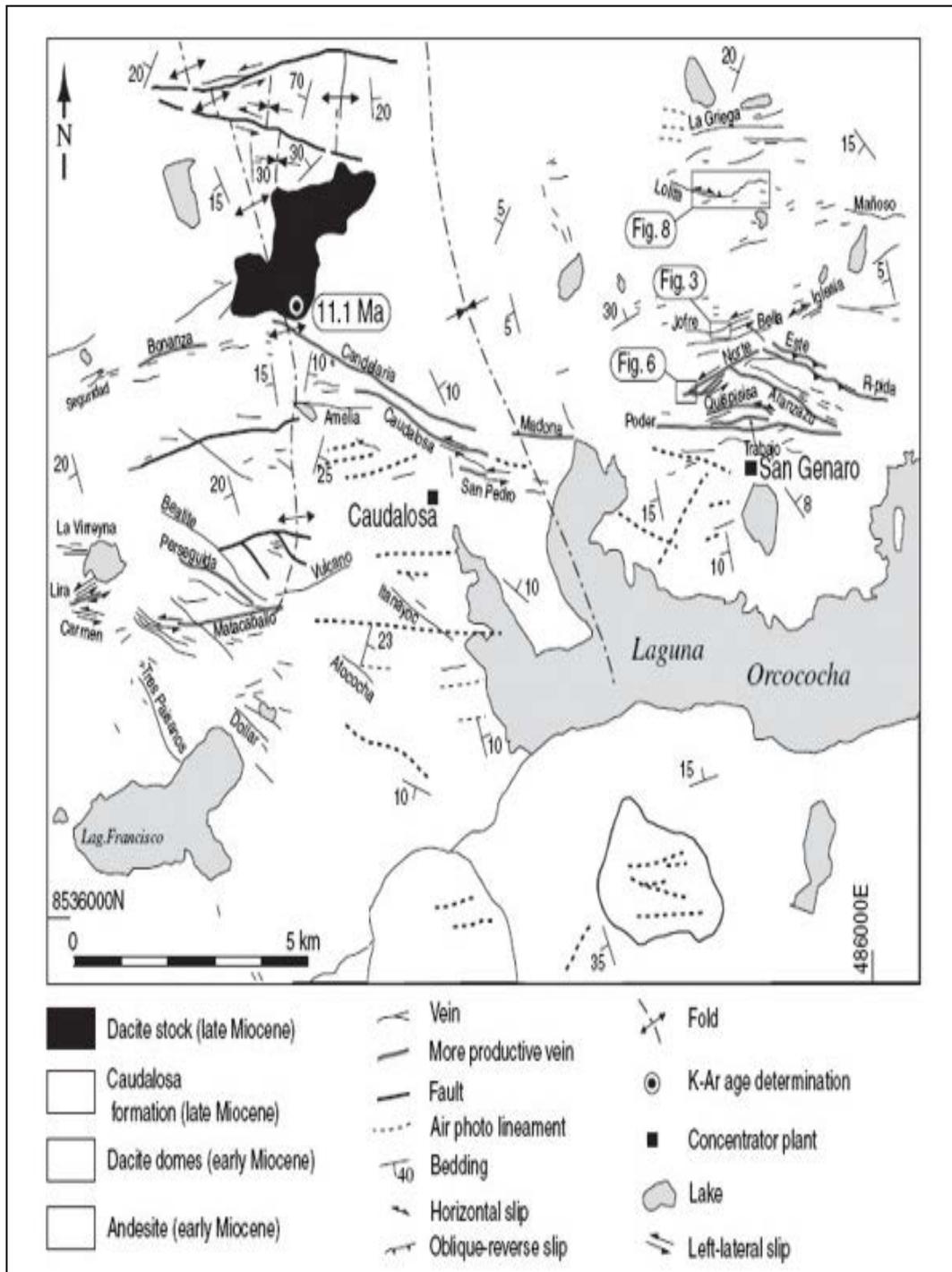
COCIENTE	INTERPRETACION	VETAS
Ag/Pb	Muestran un aumento de Plomo hacia las profundidades con respecto a la plata, con algunas excepciones.	Sacasipuedes y Mataballo, Perseguida Este y Oeste, Beatita y Pasteur
Ag/Cu	Aumento de la plata en la parte superior con respecto al cobre el cual aumenta hacia las profundidades	Sacasipuedes y Mataballo, Perseguida Este y Oeste, San Martín, Beatita.
Pb/Cu	Hay un incremento en las leyes de cobre hacia arriba y hacia las profundidades	Mataballo y Sacasipuedes
Pb/Zn	Muestra dos contornos, esto indica una zona de Zinc entre dos de plomo, pero sin constituir una mineralización de plomo y zinc.	Mataballo, Sacasipuedes, San Martín y Perseguida Este a excepción de Beatita.

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

2.6 MODELO GEOLOGICO DEL YACIMIENTO

Los yacimientos epitermales de metales preciosos (Ag-Au) constituyen un grupo muy heterogéneo de depósitos, actualmente mejor clasificados y conocidos, los cuales presentan variadas morfologías: vetas (filones, vetilleos), enrejado (stock-works), pipas brechosas (breccia-pipes), diseminaciones, bolsonadas y

FIGURA 2: INTERPRETACION ESTRUCTURAL CASTROVIRREYNA



Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

horizontes irregulares (mantos). Todos ellos tienen en común sus temperaturas de depositación del mineral ($150^{\circ}\text{C} < 350^{\circ}\text{C}$) así como su ocurrencia o alojamiento cerca de la superficie ($<1 \text{ Km}$) y ocurren en zonas de intensa actividad geotérmica, tanto antigua como reciente, conocidos como focos de alteración hidrotermal, observables en las imágenes satelitales como anomalías de color, los cuales sirven de guía en las exploraciones mineras.

Dentro de este contexto, las vetas de la mina Reliquias, son de relleno de fisura, alojadas en andesitas porfiríticas de la formación Caudalosa de edad neógena, estructuralmente tiene muchas semejanzas al clásico yacimiento epitermal clasificado como del tipo Bonanza según modelo de Larry J. Buchanan – 1980, este modelo presenta buenas expectativas para encontrar mineralización argentífera hacia profundidad ($> 100 \text{ m}$), tal y como ha venido ocurriendo en muchas minas del distrito minero Castrovirreyna.

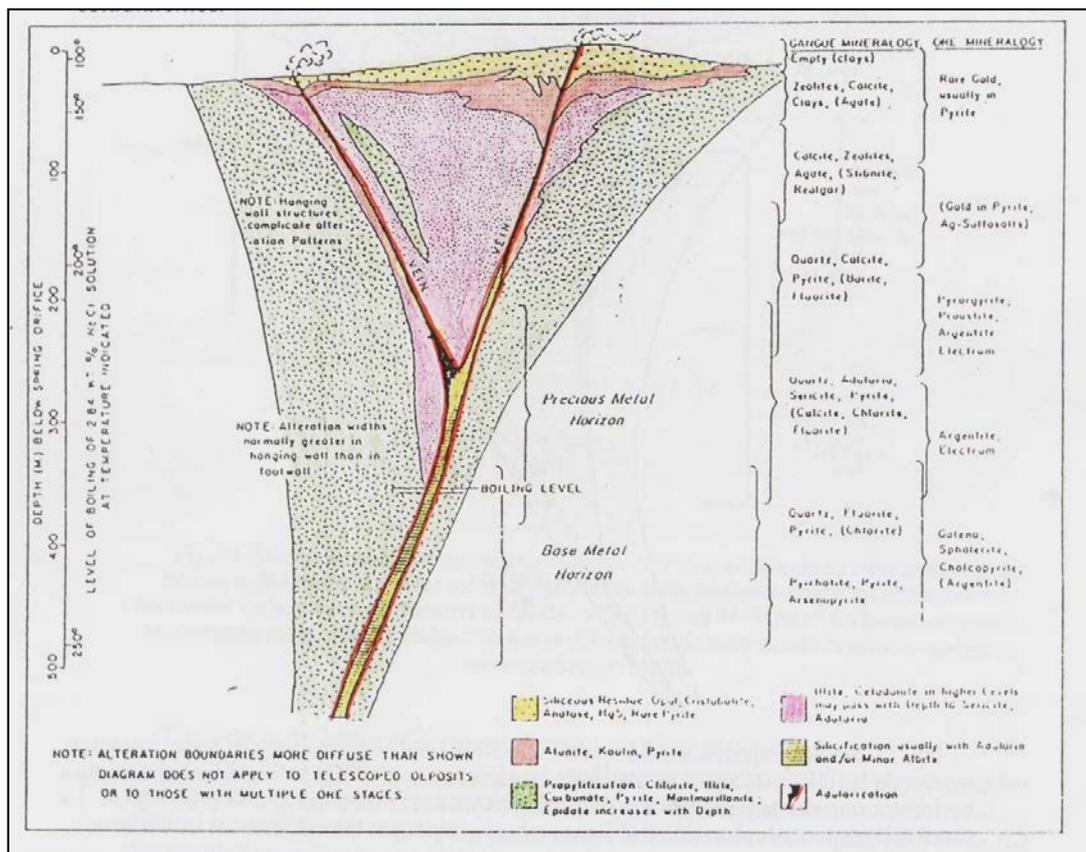
En la Figura 3 se observa el corte esquemático idealizado de un yacimiento filoneano epitermal, modelo de yacimiento tipo Bonanza.

2.7 TIPO DE YACIMIENTO

El Yacimiento de mineral argentífero de la mina Reliquias y alrededores, es de origen hidrotermal, Epitermal, porque la mineralización se originó en ambientes más fríos y alejados a la cámara magmática o sea en ambientes más superficiales, Epigénético, porque las vetas son producto del relleno de las fisuras y fracturas en

rocas pre-existent, de tipo Low Sulfidation, depósito de baja sulfuración con ensamble cuarzo-adularia-sericita, con mineralización poli metálico de Ag-Au-Pb-Zn-Cu.

FIGURA 3: MODELO DE YACIMIENTO TIPO BONANZA



Fuente: Larry J. Buchanan (1980)

CAPITULO III: GEOMECANICA

3.1 GEOMECANICA

Para la clasificación geomecánica de los macizos rocosos en Mina Reliquias y la Corporación en general, se utiliza los sistemas RQD (Rock Quality Designation), RMR (Rock Mass Rating), GSI (Geological Strength Index). Utilizamos el RMR y RQD para el dimensionamiento de las unidades de explotación, pilares de rumbo y de buzamiento. El GSI se usa para la determinación del tipo de sostenimiento en las labores de exploración, desarrollo y preparación.

De acuerdo a los estudios, las rocas son normalmente de regulares a buenas. El RMR varía entre 51 y 72. La determinación del RMR se realiza de acuerdo al mapeo geomecánico por celdas. Para la determinación del GSI se realiza de acuerdo a la cartilla de GSI.

En la Figura 4 se muestra la cartilla para la determinar el GSI.

FIGURA 4: TABLA GSI

TABLA Nº 2		CONDICIONES			
CORPORACION MINERA CASTROVIRREYNA S.A. SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (INDICE FORTALEZA) LABORES MINERAS DE DESARROLLO (3.00-6.0) LABORES DE EXPLOTACION (4.0-7.0)		CONDICIONES RESINA (MUY RESISTENTE - FIBRADA) SUSPENSIONE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY REDONDAS F. ZALATERMAS, DESARROLLAS. (FR. TOD. A 500 MPa) (SE TIENE CON VARIOS GOLPES DE PIEDRA) REGALAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERNADO) DISCONTINUIDADES REDONDAS, LEVEMENTE ALTERNADO, MANCHAS ALTERNAS, (FR. TOD. A 500 MPa) (SE TIENE CON UNO O DOS GOLPES DE PIEDRA) PUNTE (RESIST. - LIEVE A MODER. ALTERN.) DISCONTINUIDADES REDONDAS, LEVEMENTE ALTERNADO, MANCHAS ALTERNAS, (FR. TOD. A 500 MPa) (SE TIENE SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PIEDRA) MUY RESIST. (RESINA MUY ALTERNADA) SUPERFICIE REGALAR O CON ESTRUCTURACION. MUY ALTERNADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE PIEDRA (FR. O A 25 MPa) - (SE TIENE MAS DE 5 MM.)			
A	SIN SOPORTE - PUNTO COAZORAL				
B	PUNTO SISTEMATIZADO 1.00 x 1.50 m. (MALLA o CUADRA ORDENADA)				
C	PUNTO SISTEMATIZADO 1.0 x 1.0 m. (MALLA o CUADRA ORDENADA)				
D	PUNTO SISTEMATIZADO 1.0 x 1.0 m. con MALLA de REFUERZO OBLICUADA. (SOSTENIDO 5.0 cm. con fibra)				
E	PUNTO SISTEMATIZADO 1.0 x 1.0 m. con SOSTENIDO 6.0 cm. con fibra. (CUADRA o CUADRO de MINERA)				
F	PUNTO SISTEMATIZADO 1.0 x 1.0 m. con SOSTENIDO 10.0 cm. con fibra. (CUADRA o CUADRO de MINERA)				
ESTRUCTURA					
	LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90) (2 A 8 FRACTURAS POR METRO) (RQD= 116 - 3.3 Jt.)	(A)	(A)	(A)	
	MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABAJADA, NO DISTRIBUIDA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)	(A)	(A)	(C)	(D)
	MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABAJADA, PARCIALMENTE DISTRIBUIDA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 35-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	(A)	(C)	(D)	(E)
	INTENSAMENTE FRACTURADO PLENAMENTE TRABAJADA Y PULCAMENTE CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERSECTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IREGULARES (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	(C)	(D)	(E)	(F)

TABLA Nº 2-A				
METODOLOGIA DE APLICACION				
- LABORES DE DESARROLLO 3.50 m a 5.00 m. (PERMANENTES) - LABORES DE EXPLOTACION DE 4.5 - 7.5 (TEMPORALES) - INTERSECCION DE LABORES DE DESARROLLO Y EXPLOTACION - UBICACION DE CAMARAS DE SONDAJE, BOMBEO, SUBESTACIONES, TALLERES.				
INDICE G.S.I.	INDICE RQR	INDICE Q	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE COLOCACION
LEVEMENTE FRACTURADO/REGALAR (LF/R)	75-90	40-100	A	10 dias
LEVEMENTE FRACTURADO/PUNTE (LFP)	65-85	8-18	B	1 año
MODERADAMENTE FRACTURADO/REGALAR (MF/R)	65-75	12-40	A	10 dias
MODERADAMENTE FRACTURADO/PUNTE (MFP)	65-85	8-18	A	1 año
MODERADAMENTE FRACTURADO/REGALAR (MFR)	45-55	1-5	B	10 dias
MODERADAMENTE FRACTURADO/MUY PUNTE (MFP)	35-45	0.4-1	D	3 dias
MUY FRACTURADO/REGALAR (MF/R)	35-45	5-12	A	1 año
MUY FRACTURADO/PUNTE (MFP)	35-45	1-8	B	10 dias
MUY FRACTURADO/REGALAR (MFR)	25-35	0.4-1	D	3 dias
MUY FRACTURADO/MUY PUNTE (MFP)	25-35	0.1-0.4	E	1 día
INTENSAMENTE FRACTURADO/REGALAR (IF/R)	45-55	1-5	B	10 dias
INTENSAMENTE FRACTURADO/PUNTE (IF/P)	35-45	0.4-1	C	3 dias
INTENSAMENTE FRACTURADO/MUY PUNTE (IFMP)	25-35	0.1-0.4	E	1 día
INTENSAMENTE FRACTURADO/MUY PUNTE (IFMP)	15-25	0.05-0.1	F	3 minutos
- Para la utilización de esta tabla se determinan según lo sigue: a) Perímetros de estructuras: según la cantidad de fracturas por metro lineal definidas con el fin de la presencia de unidades: según la resistencia de la roca definida por la medición de golpes de piqueta que se hace a la profundidad de la subestación. Si área de observación del MQR debe de hacerse previamente, además de aumentar a las observaciones actuales, las rocas de las fracturas, el relieve, presencia de agua y orientación de discontinuidades. - Las afirmaciones que no requieren soporte de sonar a la primera tabla, pero que presentan fracturas verticales o subverticales, paralelas o subparalelas y tangenciales o subtangenciales a las labores, requieren de un soporte adicional en las labores, en los tramos que son afectados por estas afirmaciones, de igual manera se requiere poner en el tramo en los tramos afectados por fracturas horizontales o subhorizontales. - La clasificación y medición del soporte deberá realizarse conforme a las afirmaciones, utilizando el tipo de soporte en el tiempo indicado, de acuerdo a los tipos de rocas y la preparación de la superficie que se va a utilizar. - Las pocas discontinuidades deben ser colocadas perpendicular a las labores, salvo cuando se coloque para soporte: bloques medianos de labores pequeñas, deberá verse en plan de ubicación, redondeo, y dejar la perforación sin barro de 3". - En la colocación de mallas, debe separarse al menos un metro de la roca, pero cuando se necesitan y tiempo se asegura con las personas de ensaje, esta separación estará la salida de fragmentos de roca durante la colocación. - La colocación de aberturas se realizará después de lavar la respectiva labor con agua a presión, se requiere el uso de coladeras, así como, evitar el exceso de polvo, realizar el diseño y la preparación de la arena en forma adecuada, usar moldes en los agujeros, que se apoyen y colar sobre el material presente de agua. - En la colocación de cilindros se debe considerar el correcto alineamiento y perpendicularidad de los mismos, debe estar bien medidos y tapados a la superficie de la arena de arena que cumple su función estructural y no sirven únicamente como falsos techos. - En los casos que se presenten condiciones de neblina o altas presiones, presencia de agua y orientaciones de fracturas subhorizontales, tanto al sostenimiento como la clasificación del MQR deberá corregirse recomendándose el uso del soporte siguiente (B) cuando el uso de "C" es utilizado en "D". - El uso de voladura controlada influye en un menor costo al fraccionamiento del macizo, por lo que una clasificación (FP) puede ascender al (MF) o una (MF) a (F). No obstante al G.S.I. y clasificarse al sostenimiento. (*) - SOSTENIMIENTO ALTERNATIVO				

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

3.2 DETERMINACION DEL METODO DE EXPLOTACION

La determinación del método de minado se realiza con el método cuantificado de Nicholas, con una consecuente evaluación del ritmo de producción, costos, reservas minables y valor de mineral, donde se evalúa la dilución por el método empírico de O'Hara.

El método cuantificado de Nicholas, nos deja dos alternativas para las condiciones geológicas y geomecánica del yacimiento, estas alternativas son el método de minado por taladros largos y corte y relleno mecanizado.

Analizando estas alternativas por los costos directos relativos, el método de minado taladros largos es 1.3 contra el corte y relleno mecanizado que es 4.5. Analizando estas dos alternativas por las reservas minables y valor de mineral, para el método de minado taladros largos la recuperación es del orden de 80% y para el método de minado de corte y relleno ascendente es de 85% en promedio, las diluciones para estos métodos las podemos estimar con el método de O'Hara, lo que nos estima una dilución de 26.5% para el método de taladros largos y de 12.0% para el método de corte y relleno mecanizado. Analizando el ritmo de producción que podrían alcanzar estos métodos de minado, se tiene que el método de minado taladros largos alcanza 45 t/hombre-guardia y el corte y relleno mecanizado alcanza 16 t/hombre-guardia. Analizando las condiciones operativas de estos dos métodos de minado, se puede decir que el método de minado taladros largos abarca mejores condiciones de seguridad para el personal y equipo, así como mejor versatilidad para las expectativas de crecimiento de la empresa que el método de minado de corte y relleno ascendente.

3.3 DIMENSIONAMIENTO GEOTECNICO DE EXPLOTACION

Para el dimensionamiento de las unidades de explotación se utilizó las herramientas empíricas, método grafico de estabilidad de Mathew para las dimensiones de las cámaras vacías, el método de diseño de pilares de rumbo de

Carter (Scaled Crown Pillar Span), el método de diseño de pilares de buzamiento de Lunder y Pakalnis, en conjunción con la teoría de Obert-Duvall, y análisis de esfuerzos y deformaciones a través del programa PHASES2, los resultados se muestran en la Tabla 4.

La incorporación de relleno detrítico o hidráulico, siendo más conveniente el detrítico, ayudara a la estabilidad del macizo rocoso, ayudando a bajar la probabilidad de falla de las cámaras vacías.

TABLA 4: DIMENSIONAMIENTO DE TAJO

ZONA ALTA		CAMARAS VACIAS				PILARES			
VETA	NIVEL	ANCHO	ALTURA	LARGO	PROB. FALLA	RUMBO	FS	BUZAM	FS
PERSEGUIDA	Nv 701	3.50	47.0	300.0	20%	6.00	1.72	-	-
MATACABALLO	Nv 642	5.00	65.0	300.0	30%	10.00	1.87	-	-
MATACABALLO	Nv 598	4.00	43.0	300.0	20%	7.50	1.63	-	-
SACASIPUEDES	Nv 660	5.00	61.0	300.0	20%	10.00	1.89	-	-
CAUDALOSA	Nv 685	7.00	51.5	300.0	20%	12.00	1.68	-	-
CANDELARIA	Nv 712	4.70	52.0	300.0	20%	10.00	1.86	-	-

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

3.4 CARTOGRAFIADO GEOLOGICO-GEOTECNICO

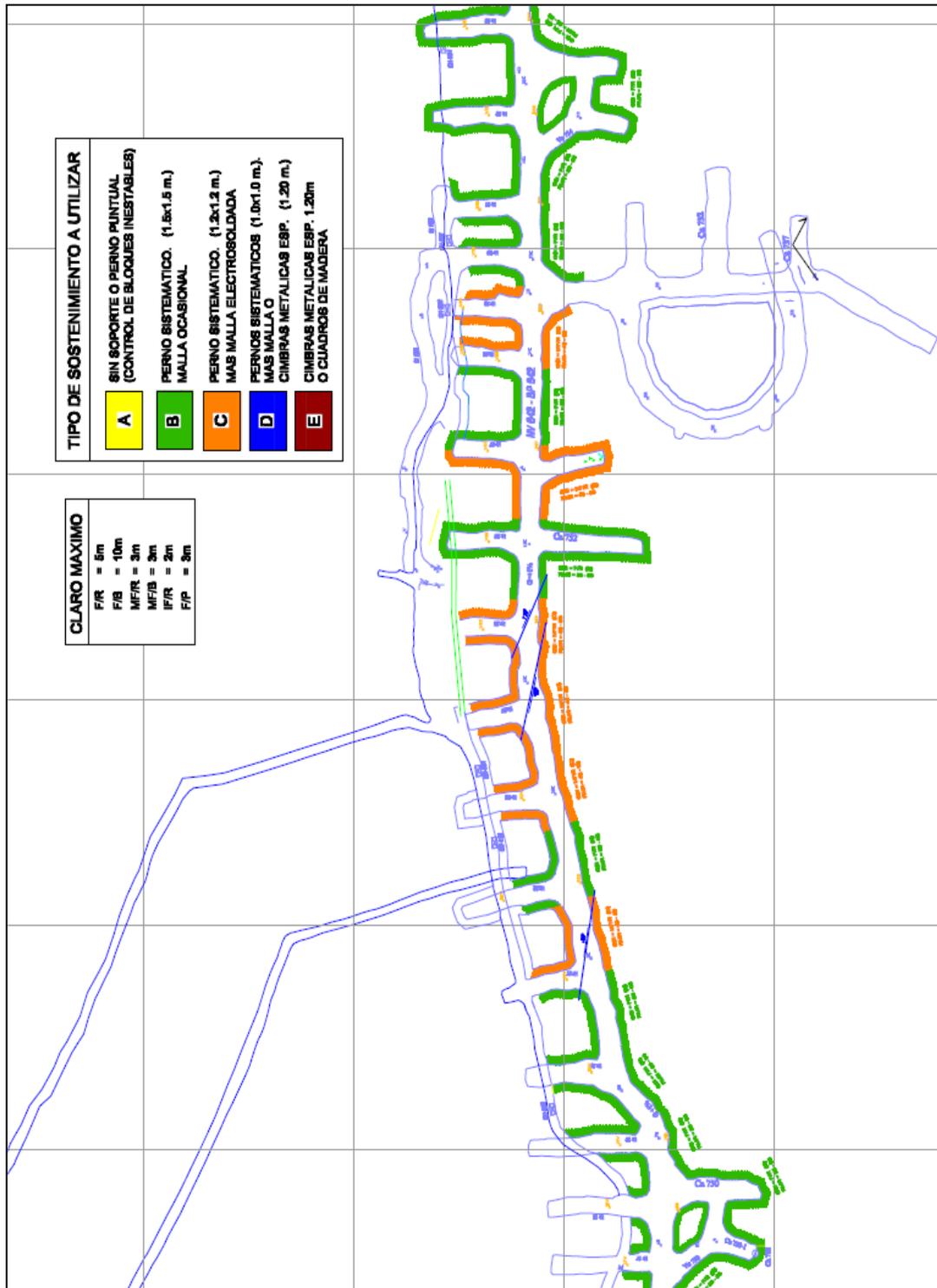
El cartografiado geológico-geotécnico se efectúa en hojas en donde se ha rebatido la sección del túnel (hastiales y bóveda), en esta hoja se grafican las estructuras geológicas más importantes que atraviesa la excavación, (fallas, fracturas y contactos geológicos) igualmente se grafican el rumbo y buzamiento de estas de acuerdo a la simbología conocida. Así mismo, en la misma hoja se

consigna un espacio para la descripción de las características geológicas: tipo de roca, coloración, textura, estructura, peso específico, grado de alteración, fracturamiento, estabilidad, etc.

Durante la excavación existieron varios problemas sobre todo presencia de agua y fracturas rellenos de milonita y zonas argilizadas que inestabilizan la excavación subterránea.

En la Figura 5 se muestra la evaluación geomecánico realizado en el Bp 642, Tajo 680.

FIGURA 5: EVALUACION GEOMECANICA Bp 642



Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

CAPITULO IV: EXPLORACION Y PREPARACION PARA RECUPERACION DE RELLENOS DETRITICOS

4.1 RESUMEN

El método de explotación, por taladros largos, proviene de las minas de hierro de Michigan creado en 1902. Al principio se trabajaba como un banco de taladros cortos y sistema de rastras. Los mayores rangos de producción (20 a 45 t/hombre-guardia), lo hicieron un mejor método de explotación (más dinámico) que los que se conocían hasta ese momento. El método de minado por taladros largos se aplica a la minería con sus diferentes variantes (Sublevel Stopping, Blasthole o Longhole Stopping), es un método de minado de alta producción aplicable a vetas o cuerpos de gran dimensión, con un buzamiento que varía entre 90° a 75°, de geometría regular y con cajas competentes donde el mineral fluye a la zona principal de extracción por gravedad. Este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación y desarrollo, el cual, será compensado por el bajo costo que implica la explotación del mineral.

El método de minado a usar para la recuperación de los rellenos detríticos es el de taladros largos, con la aplicación de los taladros largos en abanico perforados en las cajas, del cual se dará mayor detalle posteriormente.

4.2 APLICACIÓN DEL METODO EN LA VETA MATA CABALLO

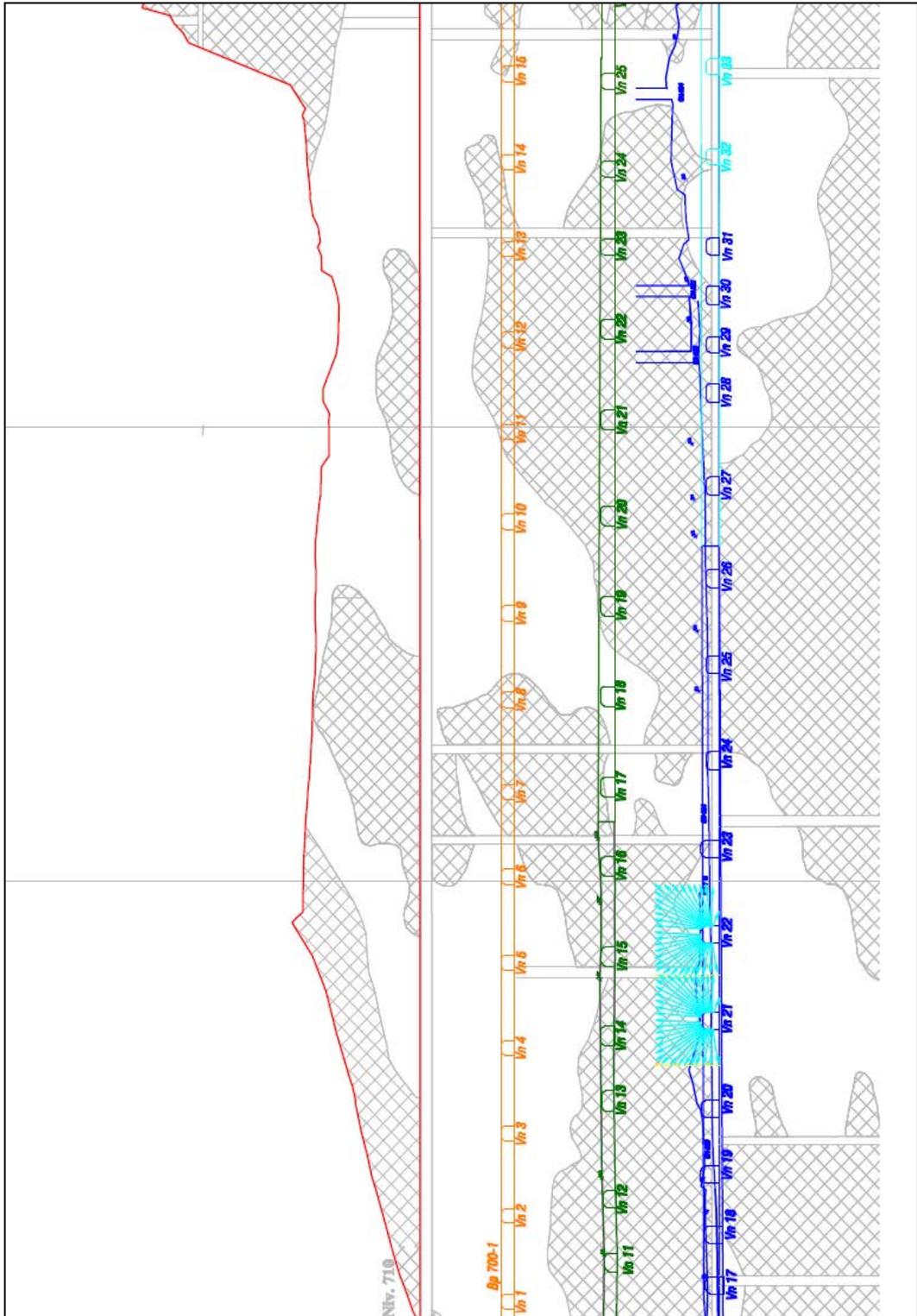
El Tajo 680 se encuentra entre los niveles 642 y 710. La zona donde queda el Tajo se explotó antiguamente usando el método de Corte y Relleno Ascendente. La preparación y desarrollo del Tajo 680 se inició a partir del Nv. 642.

En la Figura 6 se muestra la sección longitudinal del Tajo 680 y en la Figura 7 se muestra la sección en planta del Tajo 680.

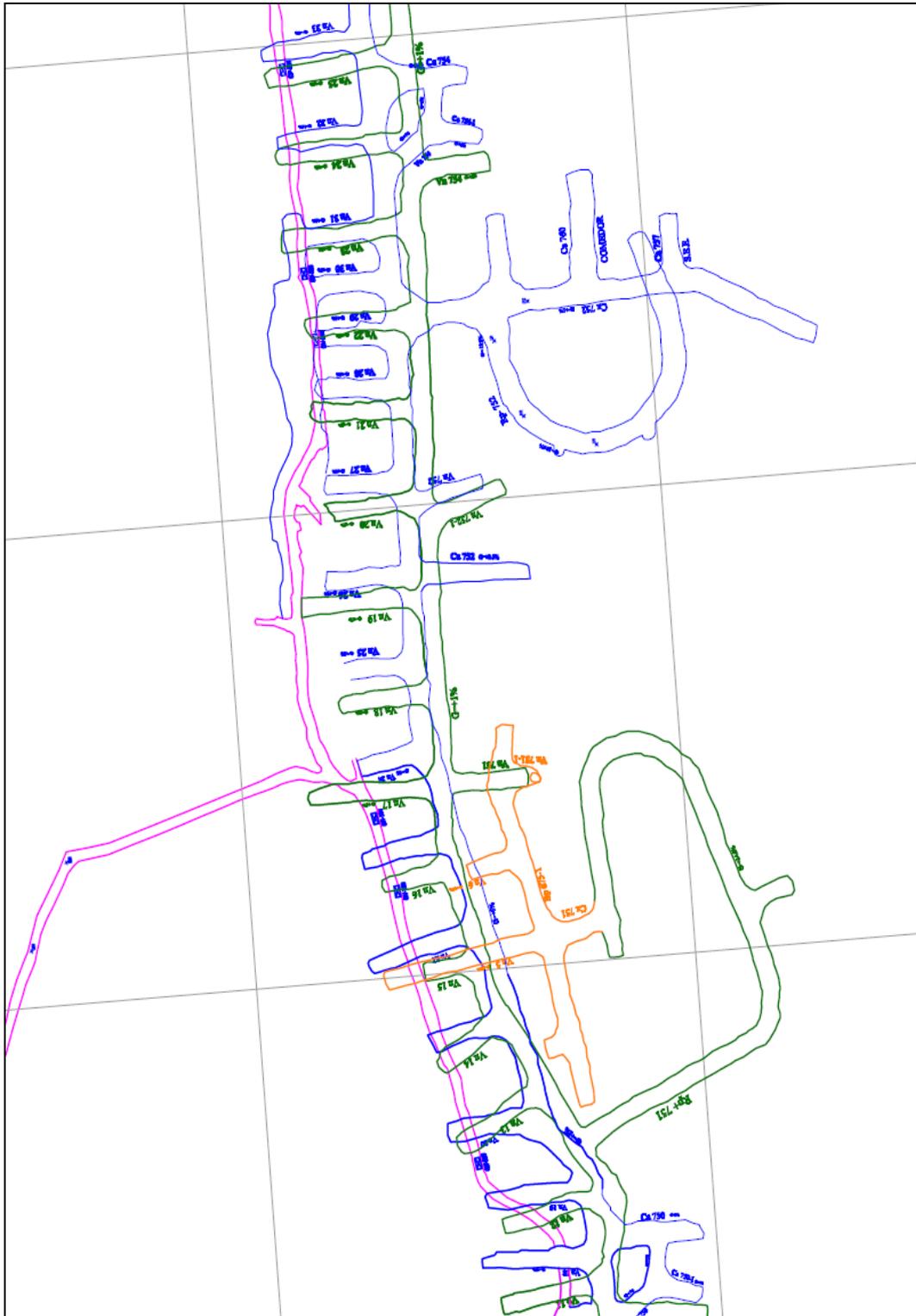
4.3 EXPLORACION DEL TAJO 680 VETA MATA CABALLO

La exploración realizada en el Tajo 680 se hizo a través de la Galería 642, de la totalidad de la galería (956 m explorados), el 48% de ella se encontraba sin puentes, sosteniendo el relleno cuadros de madera, siendo estas las zonas de mayor riqueza de mineral. En estas zonas se realizaron By Passes para su explotación, estos contaban con chuts de madera y chimeneas inclinadas, hacia el área de explotación, para la extracción correspondiente con locomotoras a superficie. La longitud restante de galería (52%) contaba con puentes, se presume que en estas zonas el mineral no era tan rico, siendo la misma galería el nivel de extracción, encontrándose chuts y chimeneas verticales.

FIGURA 6: SECCION LONGITUDINAL TAJO 680 VETA MATA CABALLO



Fuente: Corporación Minera Castovirreyna

FIGURA 7: SECCION EN PLANTA TAJO 680 VETA MATA CABALLO

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

La labor de muestreo se realizo a través de canales en todo el ancho de la galería y muestreando el relleno del Tajo en las zonas de chimeneas y cuadros.

En la Tabla 5 se muestra el resumen de los resultados de muestreo de canales y rellenos. La Tabla 6 muestra los valores arrojados por el muestreo de canales y La Tabla 7 muestra los valores arrojados por el muestreo de relleno.

TABLA 5: RESUMEN DE RESULTADOS

MUESTREO EN VETA (Canales)								
NIVEL	VETA	UBICACIÓN	ANCHO (m)	DESCRIPCIÓN	LEYES GEOLÓGICAS			
					Ag (Oz)	Au (Oz)	Pb (%)	Zn (%)
642	MATACABALLO	VETA	2.5	CORONA	7.83	0.010	0.44	0.51
MUESTREO EN RELLENOS (Puntuales)								
NIVEL	VETA	UBICACIÓN	ANCHO (m)	DESCRIPCIÓN	LEYES GEOLÓGICAS			
					Ag (Oz)	Au (Oz)	Pb (%)	Zn (%)
642	MATACABALLO	RELLENO		C. COMUN	5.45	0.014	0.28	0.44

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

TABLA 6: MUESTREO DE CANALES VETA MATA CABALLO Nv. 642

Nivel	Tipo de Muestra	Veta	Zona	Ancho (m)	Ag (Oz)	Au (Oz)	Pb (%)	Zn (%)
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	2.09	0.009	0.43	0.24
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	5.47	0.011	0.37	0.26
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	7.39	0.01	0.40	0.26
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	11.57	0.008	0.57	0.65
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	2.25	0.005	0.39	0.15
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	2.41	0.015	0.35	0.20
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	1.61	0.007	0.41	0.26
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	1.93	0.008	0.42	0.21
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	13.82	0.015	0.63	0.26
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	5.14	0.009	0.46	0.36
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	2.09	0.008	0.35	0.16
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	4.82	0.009	0.44	0.51
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	8.04	0.008	0.48	0.53
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	3.22	0.005	0.41	0.25
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	8.20	0.015	0.54	1.11
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	16.72	0.012	0.58	0.63
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	4.18	0.008	0.37	0.27
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	12.38	0.015	0.40	0.36
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	1.61	0.006	0.48	0.21
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	1.77	0.003	0.38	0.19
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	11.41	0.012	0.71	1.20
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	10.93	0.011	0.40	0.72
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	11.90	0.013	0.29	0.42
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	5.47	0.01	0.23	0.29
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	4.66	0.011	0.19	0.24
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	8.68	0.012	0.51	1.30
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	6.27	0.01	0.26	0.60
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	11.09	0.015	0.76	1.25
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	8.20	0.012	0.47	0.56
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	12.86	0.013	0.52	0.76
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	13.02	0.011	0.38	0.58
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	14.95	0.016	0.46	0.78
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	9.65	0.009	0.33	0.67
642	Canal	Matacaballo	Veta	2.5	20.58	0.011	0.47	0.99

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

TABLA 7: MUESTREO DE RELLENOS VETA MATA CABALLO Nv. 642

Nivel	Tipo de Muestra	Veta	Zona	Ancho (m)	Ag (Oz)	Au (Oz)	Pb (%)	Zn (%)
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		3.30	0.007	0.06	0.09
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		2.40	0.005	0.12	0.14
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		10.59	0.011	0.75	1.10
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		3.55	0.008	0.08	0.12
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		4.12	0.009	0.16	0.22
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		2.48	0.009	0.16	0.27
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		8.65	0.016	0.42	0.56
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		4.31	0.012	0.18	0.31
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		10.75	0.018	0.75	0.81
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		4.40	0.019	0.16	0.31
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		8.70	0.021	0.27	0.50
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		1.67	0.008	0.13	0.22
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		1.51	0.007	0.13	0.16
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		1.32	0.009	0.08	0.14
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		2.35	0.012	0.17	0.26
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		11.86	0.019	0.64	1.02
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		4.13	0.015	0.15	0.26
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		0.79	0.006	0.10	0.12
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		2.96	0.008	0.29	0.44
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		1.54	0.012	0.06	0.18
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		9.52	0.018	0.38	0.81
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		2.56	0.013	0.12	0.29
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		1.50	0.006	0.10	0.11
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		5.37	0.021	0.13	0.22
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		9.95	0.025	0.36	0.63
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		5.63	0.019	0.30	0.37
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		6.91	0.015	0.28	0.40
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		10.36	0.017	0.60	1.18
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		5.79	0.013	0.43	0.43
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		9.81	0.019	0.70	1.09
642	Relleno	Matacaballo	Relleno		10.29	0.021	0.50	0.80

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

4.4 PREPARACION Y DESARROLLO TAJO 680 VETA MATA CABALLO

Ya definida la longitud de explotación (300 m) y la altura (65 m) se procederá a realizar las labores de desarrollo y preparación del block a explotar, en este caso se describirá las labores realizadas en el Tajo 680 veta Mataballo.

En la Lamina 8 se muestra un cuadro esquemático de la labores de preparación y desarrollo.

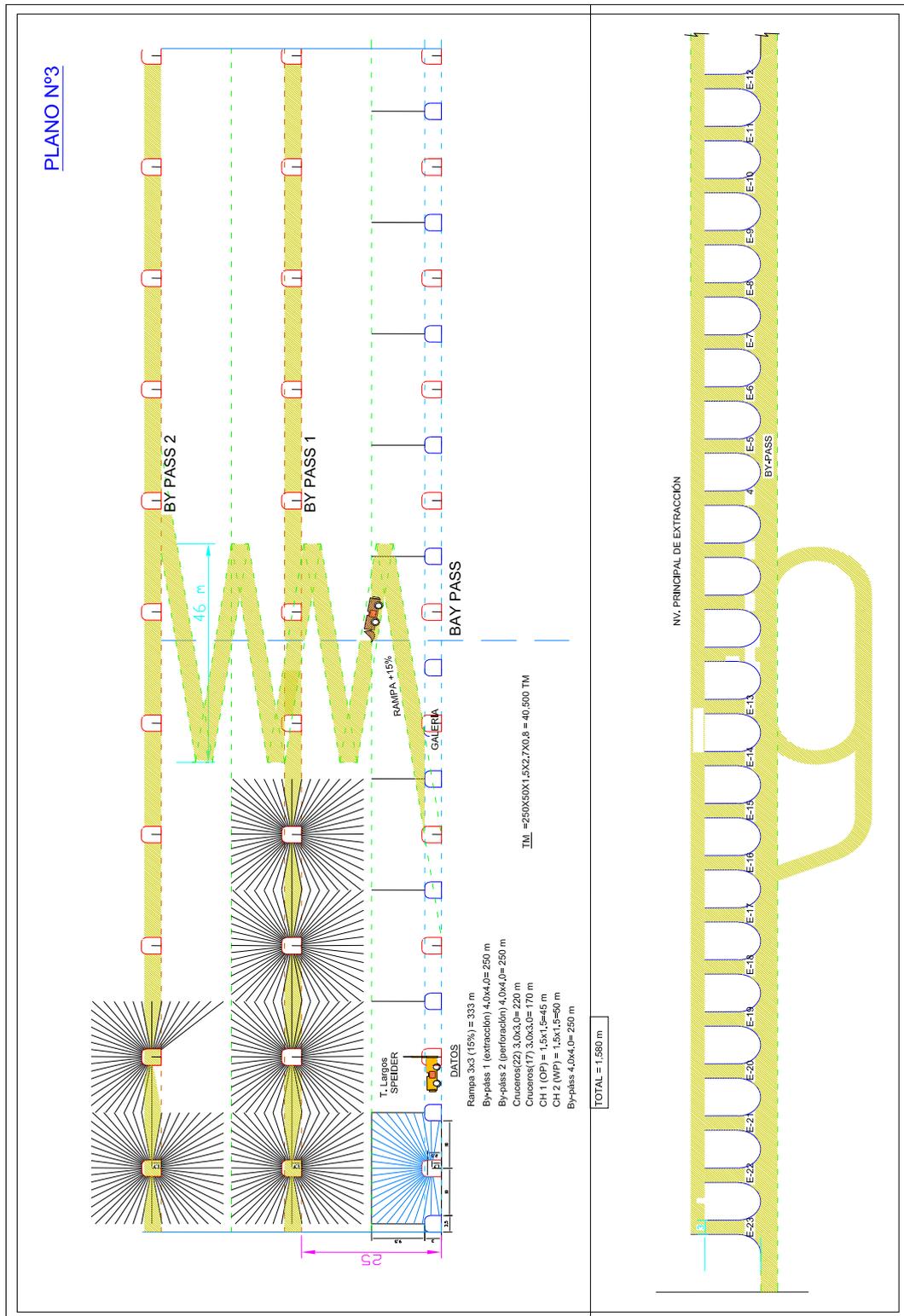
4.5 DETALLE DE LABORES TAJO 680

4.5.1 By Passes

El diseño del By Pass 642 (By Pass principal de carguío y extracción) se realiza en el nivel base (Nv. 642) este tiene una sección de 4.5 m de ancho por 4 m de altura, una longitud total, hasta el momento, de 856 m en el caso del Tajo se considera 300 m lineales de By Pass. Este se encuentra paralelo a la estructura Mataballo (puentes con rellenos y diseminaciones).

En el caso de los By Passes 675 y 675-1, para la explotación superior del Tajo 680, estos tendrán la misma longitud que el By Pass 642 siendo la sección de ambos By Passes de 3.5 m de ancho por 3 m de alto. Los By Passes tendrán una distancia con respecto a la estructura de 15 m.

LAMINA 8: ESQUEMA DE LABORES DE PREPARACION Y DESARROLLO



Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

4.5.2 Ventanas de extracción

Las ventanas de extracción en el Nv 642 son de 15 m de longitud, 4 m de ancho por 3.5 m de alto, esto debido a que la extracción se hace con equipo Scoop de 6 Yd³, en el caso de las ventanas de los niveles superiores estas será de la misma longitud pero de 3.5 m de ancho por 3 m de alto. La distancia entre ventanas de eje a eje es de 15 m quedando un pilar efectivo de 11.5 m.

4.5.3 Rampas

La rampa para explotación, que servirá de acceso a los niveles superiores, tendrá una longitud de total de 357 m el inicio de la Rampa es en el Nv 642 culminando en el Nv 710 (Bp 675-1) y la sección es de 3.5 m de ancho por 3 m de alto.

4.5.4 Chimenea de evacuación de desmonte

La chimenea se realizará en el medio del tajo, sirve para evacuar el desmonte de las preparaciones superiores y enviarlo al Nv. 642, de este punto es enviado a superficie con los volquetes realizando el Scoop carguío directo. La longitud de la Chimenea es de 50 m y sección es de 1.5 x 1.5 m.

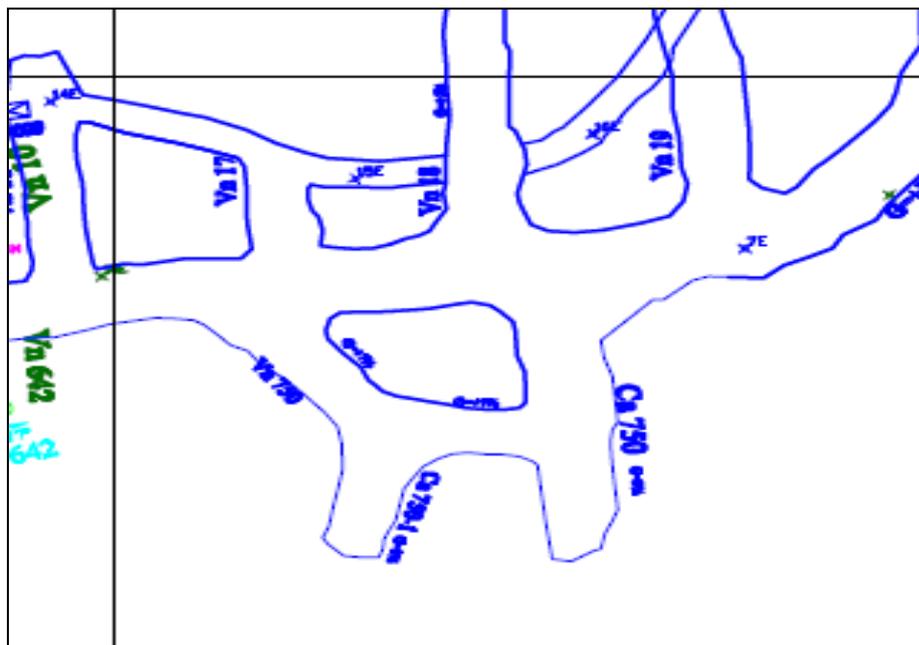
4.5.5 Chimenea ventilación y servicios

Las chimeneas se realizarán cada 100 m para lograr una buena ventilación, la sección de las chimeneas es de 1.5 x 1.5 m.

4.5.6 Cámara de carguío

Se cuenta con una cámara de carguío tipo “H”, ya que no se cuentan con niveles inferiores donde se pueda extraer el desmonte y mineral a través de Ore Pass, para el volquete la longitud es de 15 m y la sección es de 4 x 4 m. Para el Scoop la longitud será de 17 m con una gradiente de 7 % y una sección de 4 m de ancho por 3.5 m de alto. En la Figura 9 se muestra el esquema de la cámara de carguío.

FIGURA 9: ESQUEMA DE CAMARA DE CARGUIO



Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

El detalle del metraje total para prepara un tajo de 300 m de longitud por 65 m de alto se da en la Tabla 8.

TABLA 8: RESUMEN METRAJE PREPARACION

ZONA	NIVEL	TAJO	LABOR	AVANCE	SECCIÓN
				m	m
Matacaballo	642	680	By Pass	300	4.5 x 4.0
Matacaballo	642	680	By Pass 1	300	3.5 x 3.0
Matacaballo	642	680	By Pass 2	300	3.5 x 3.0
Matacaballo	642	680	Ventanas (20)	300	4.0 x 3.5
Matacaballo	642	680	Ventanas (40)	600	3.5 x 3.0
Matacaballo	642	680	Rampa (14%)	357	3.5 x 3.0
Matacaballo	642	680	Chimeneas (4)	200	1.5 x 1.5
Matacaballo	642	680	Cámara Carguío	32	4.0 x 4.0
TOTAL PREPARACION (m)				2389	

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

4.6 DETALLE DE EQUIPOS PARA PREPARACION TAJO 680

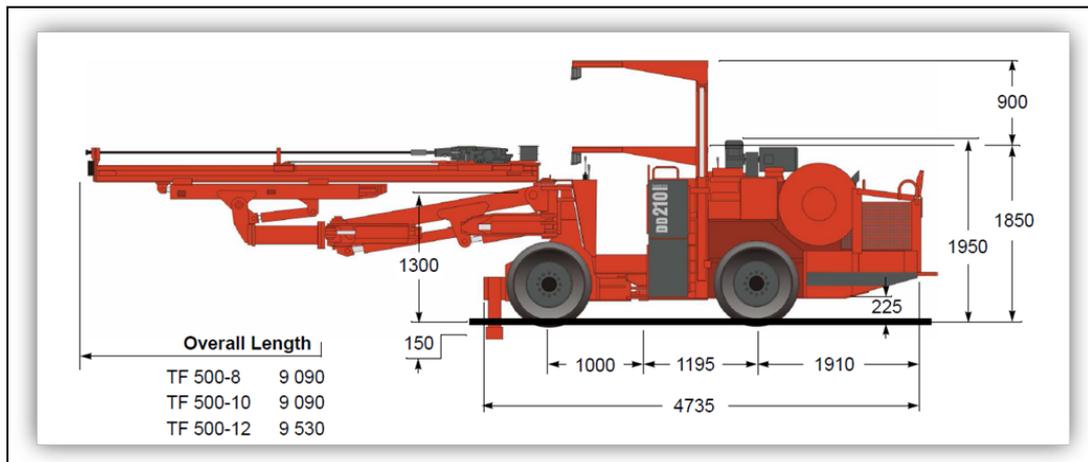
A continuación se detallan los equipos para la preparación de los Tajos en Mina Reliquias.

4.6.1 Jumbo Sandvik DD-210

El equipo de perforación para avances lineales es un Jumbo electrohidráulico de la marca Sandvik, propiedad de la empresa Quinta Montaña. Se cuenta con 3 equipos DD-210 de los cuales dos se encuentran en la parte alta de Reliquias y uno en la parte baja. Las características de los equipos se ven en la Tabla 9, en la Tabla 10 se muestran los

parámetros de perforación y en la Figura 10 se muestra la imagen del equipo.

FIGURA 10: JUMBO DD-210



Fuente: Sandvik

TABLA 9: CARACTERISTICAS DE JUMBO

CARACTERISTICAS GENERALES	
LONGITUD	9090 mm
ANCHO	1200 mm
ALTO	2750 mm
PESO	9100 Kg
VELOCIDAD	5 Km/h
CARACTERISTICAS PERFORADORA	
MODELO	HL 510 S - 38
SHANK	R 38 - T 38
CARACTERISTICAS DE BARRAS	
TIPO	R 38
LONGITUD	12'
SECCION	Hexagonal
CARACTERISTICAS DE BROCAS	
TIPO	Broca de Botones
DIAMETRO PERFORACION	45 mm
DIAMETRO RIMADO	100 mm

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

TABLA 10: PARAMETROS DE TRABAJO PARA EL EQUIPO

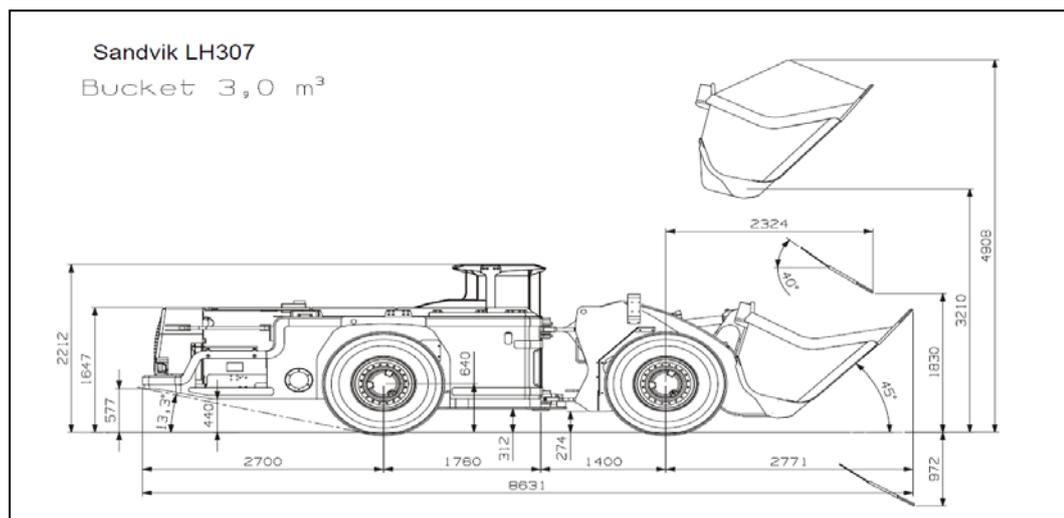
PRESION DE AVANCE	60 - 90 Bares
PRESION DE PERCUSION	90 - 140 Bares
PRESION DE ROTACION	50 Bares
PRESION DE AGUA	10 - 15 Bares
PRESION DE AIRE	4 - 5 Bares

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

4.6.2 Scoop LH 307

Se trata de un scoop fabricado por la empresa Sandvik de una capacidad de cuchara de 4 Yd³ modelo LH 307. Actualmente se cuenta con 4 equipos para la limpieza de desmonte generado por los avances. Todos los equipos pertenecen a la empresa Quinta Montaña.

Las características de los equipos se ven en la Tabla 11 y en la Figura 11 se muestra la imagen del equipo.

FIGURA 11: SCOOP LH 307

Fuente: Sandvik

TABLA 11: CARACTERISTICAS DE SCOOP

CARACTERISTICAS GENERALES	
LONGITUD	8631 mm
ANCHO	2136 mm
ALTO	2212 mm
PESO	19600 Kg
ELEVACION MAXIMA DE CUCHARA	4908 mm
VELOCIDAD	23 Km/h
CAPACIDAD DE CARGA	6700 Kg
VELOCIDAD MAXIMA	26 Km/h
MODELO MOTOR	MB OM 906 LA
POTENCIA	201 HP

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

4.6.3 Perforadora Jackleg

Las perforadoras neumáticas con las que cuenta la unidad de Reliquias son Jackleg de la marca Seco modelo H7226 con un peso de 65 Kg. Las Jackleg Seco son utilizadas para labores específicas de sostenimiento de las labores en interior mina, así también para la perforación de las chimeneas. Se cuenta con 9 Jackleg, todas son propiedad de la Empresa Quinta Montaña.

CAPITULO V: LABORES UNITARIAS DE EXPLOTACION

5.1 INTRODUCCION

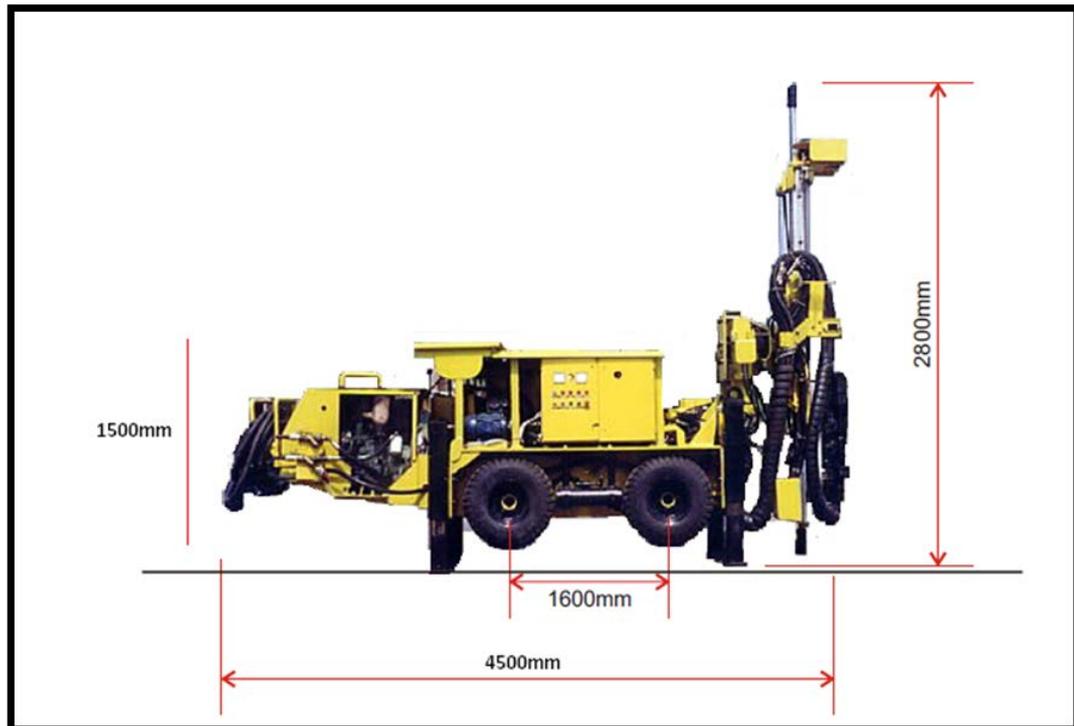
El método de explotación es taladros largos para recuperación de rellenos, el cual se va a describir detalladamente en las operaciones unitarias de explotación, donde se dará mayor incidencia a la perforación ya que esta es la que define el método de explotación junto a la preparación.

5.2 PERFORACION

5.2.1 Equipo de Perforación

La perforación en abanico se realiza con el equipo Speider (equipo electrohidraulico) construido por la empresa RHM (Refacciones Hidráulicas y Mecánicas), Corporación Minera Castrovirreyna cuenta con tres equipos. La Figura 12 muestra el equipo de perforación.

FIGURA 12: EQUIPO SPEIDER



Fuente: RHM

Las partes principales y accesorios del equipo de perforación son:

a) Chasis

Es una estructura robusta en cuyo interior acoge al motor diesel y las mangueras encargadas de la transmisión del aceite, agua y aire, vitales para el funcionamiento del equipo de perforación.

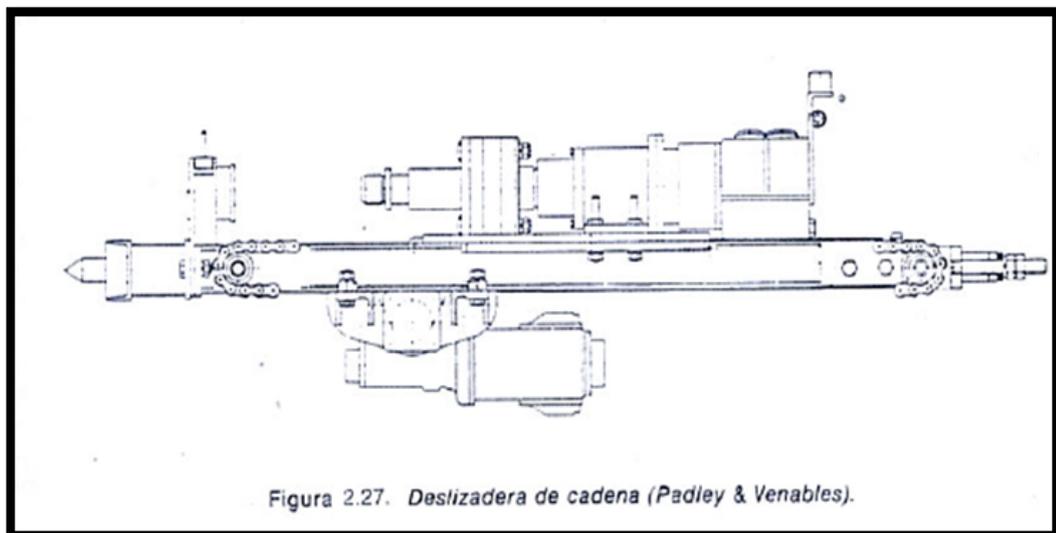
b) Deslizadera de cadena

Este sistema de avance está formado por una cadena que se desplaza por dos canales y por un motor hidráulico a través de un reductor y un piñón

de ataque. Las ventajas de este sistema son el bajo precio, facilidad de reparación y la posibilidad de una gran longitud de avance.

En la Figura 13 se muestra la deslizadera de cadena o también llamada viga de perforación.

FIGURA 13: DESLIZADERA DE CADENA



Fuente: RHM

c) Perforadora COP 1238

La perforadora COP 1238 presenta un sistema de accionamiento hidráulico, caracterizado por un motor que acciona sobre un grupo de bombas que suministran un caudal de aceite que acciona sus componentes. Los componentes principales de la perforadora son: Cuerpo delantero (adaptador de culata, cabezal, anillo de tope), Tapa, Caja de engranaje, Pistón amortiguador, Acumulador, Cilindro y Motor hidráulico.

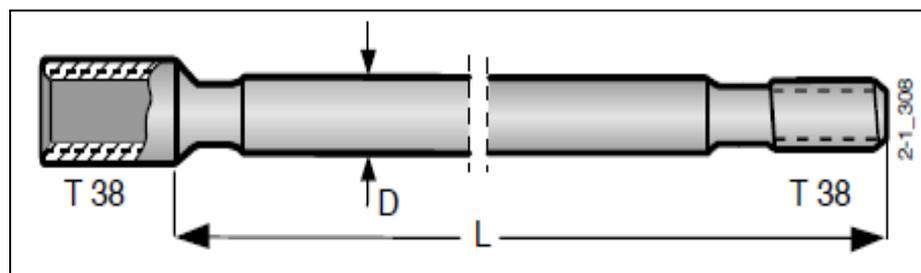
d) Panel de control

Es la zona en la cual el operador maneja al equipo, es indispensable que el operador constantemente verifique el nivel de las presiones que gobiernan la máquina. Las presiones de trabajo que se deben controlar son: Presión de avance (130-170 bares), Presión de avance (50-80 bares), Presión de rotación (40-50 bares).

e) Accesorio Barra de perforación

Las barras usadas son las de acoplamiento integrado, las cuales permiten una manipulación más sencilla y una operación más segura. El modelo de barra es T-38 de una longitud de 1.2 m y un diámetro de 55 mm en el acoplamiento y 35 mm en la rosca. En la Figura 14 se observa Barra T-38.

FIGURA 14: BARRA T-38



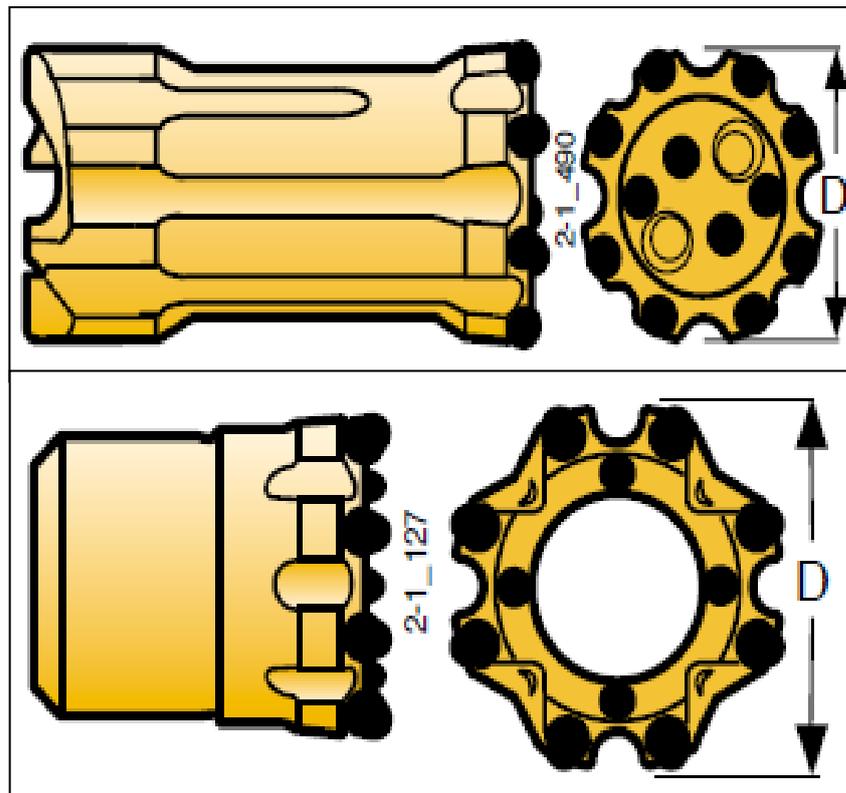
Fuente: Sandvik Perú

f) Accesorio brocas de perforación

El tipo de broca para perforación es T-38 del tipo retráctil marca Sandvik. Este tipo de broca presenta los botones o insertos de carburo de

tungsteno distribuido sobre la superficie de la misma. Los diámetros de las brocas son los siguientes: Perforación (64 mm), Rimado (127 mm). En la Figura 15 se observan los tipos de brocas.

FIGURA 15: BROCAS T-38



Fuente: Sandvik Perú

5.2.2 Método de perforación

En este punto se va a explicar el método de perforación el cual define al método de explotación.

La perforación se realiza en forma radial, paralela a la dirección y buzamiento de la veta tajada (relleno). La dirección de la veta tajada

(relleno) es Este-Oeste y el buzamiento es 80° hacia el norte, la perforación se realiza en la caja de la veta tajeada en algunos casos y en otros casos en la diseminación de la veta (1-2 m de diseminado), el porcentaje de perforación estéril – diseminación es de 58 – 42 %. Esta perforación tiene por objeto volar la zona estéril para que el relleno pueda caer por gravedad, nunca se perfora en relleno directamente, la técnica para perforación de puentes es similar, se perfora el puente y el mineral cae por gravedad. En la Figura 16 se muestra la perforación en material estéril.

Antes de la perforación se realizara el marcado del eje y el baricentro de la perforadora, el área que proporciona las mallas y realiza el marcado en la labor es el área de topografía. Las mallas de perforación son cuadradas con espaciamiento de 1.2 m y burden de 1.2 m, esto es estandarizado en todas las ventanas de perforación. Los taladros positivos se realizan en el nivel base, Nivel 642, y en los niveles superiores (Nivel 675 y 675-1) se realizan radiales completos (positivos y negativos).

La longitud máxima de los taladros positivos en el Nivel 642, a 90° , es de 14.26 m, esta longitud llega en los taladros 16 y 17, alcanzando su mayor longitud en los taladros diagonales 10 y 23 con 17.5 m de promedio y ángulo de 57° .

Después de culminada, la perforación, se coloca en el taladro perforado tubería de PVC de 2" de diámetro para evitar que el taladro se tape.

FIGURA 16: PERFORACION TALADROS PARA PRODUCCION

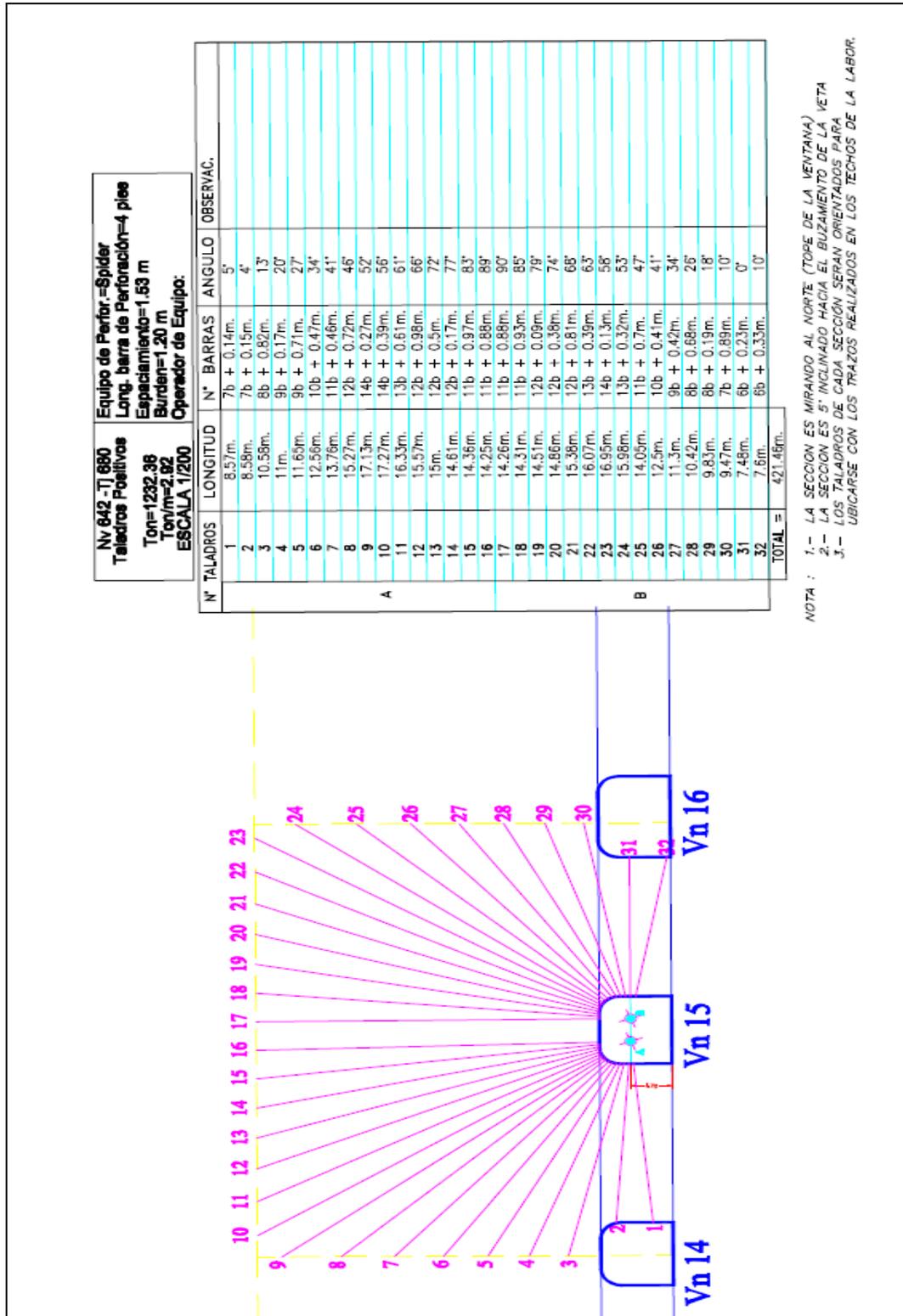


Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

En la Figura 17 se observa la malla de perforación de taladros positivos en el Nivel 642.

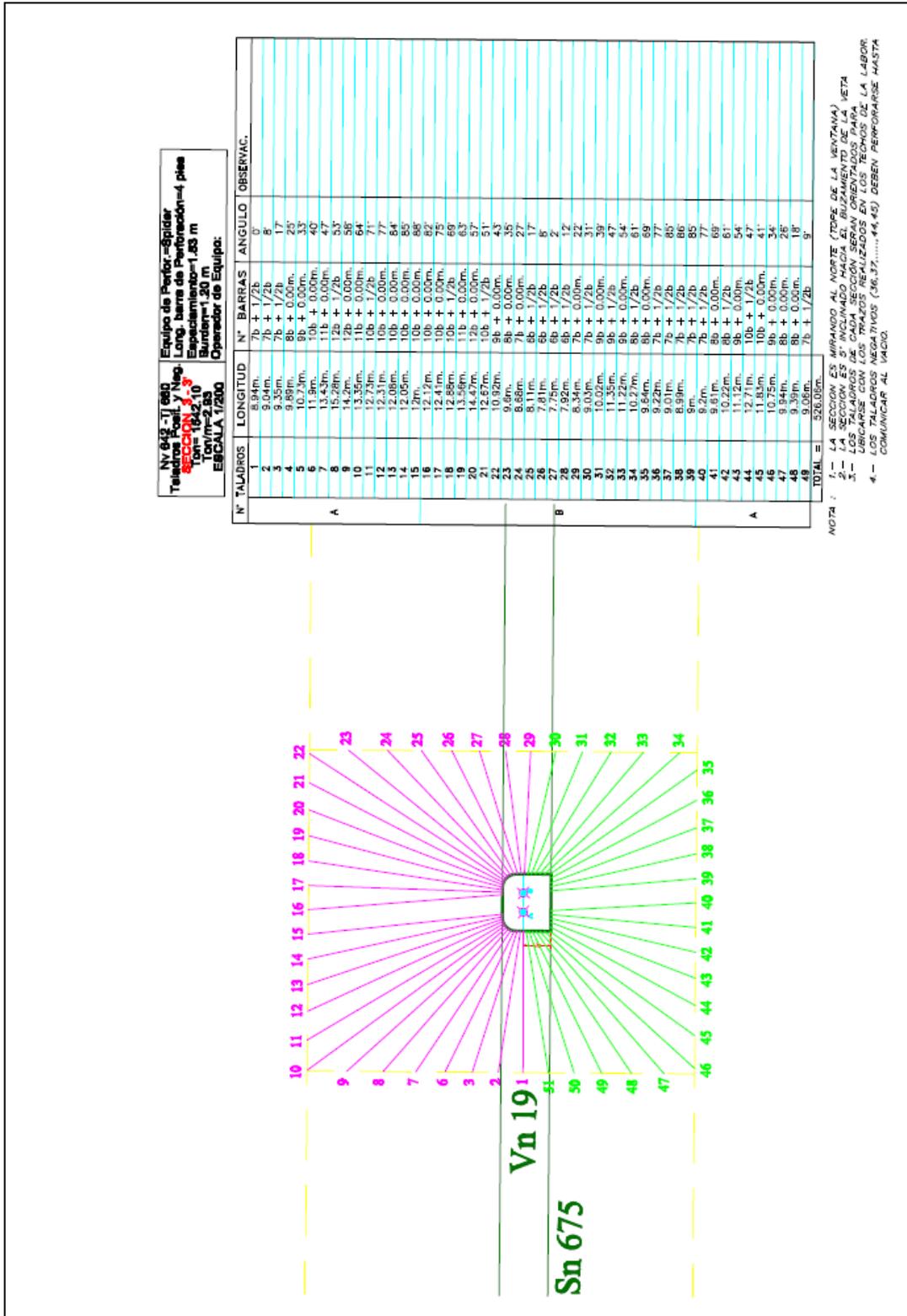
La longitud máxima de los taladros positivos en el Nivel 675 es similar al Nivel 642, los taladros negativos del radial miden en promedio 9.5 m en ángulos de 85° a 90°. En la Figura 18 se observa la malla de perforación de taladros radiales completos en el Nv. 675.

FIGURA 17: MALLA DE PERFORACION RADIAL POSITIVA



Fuente: Corporación Minera Castrovirreyña

FIGURA 18: MALLA DE PERFORACION RADIAL COMPLETO



Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

5.3 VOLADURA

La voladura que se realiza es muy sencilla debido a que, solo se busca la rotura del material estéril para así poder recuperar el mineral utilizado antes como relleno. No se busca una fragmentación adecuada debido a que el material que se extrae no es el material volado. No existe presencia de filtraciones de agua en el área de trabajo, salvo en los meses de Diciembre a Abril donde por las lluvias y la altura hacia superficie existen filtraciones de escorrentías. Asimismo no hay presencia fallas que dificulten la etapa de carguío de taladros.

5.3.1 Materiales para voladura

La voladura se realiza con un Cargador Neumático de Anfo (Jet-Anol), el cual inyecta neumáticamente el Anfo y así confinar a 80 – 90 Psi el Anfo, este es introducido a través de una manguera antiestática desde el tope del taladro, aprovechando así la mayor energía del explosivo.

Los agentes y accesorios de voladura se detallan en la Tabla 12.

TABLA 12: ACCESORIOS Y AGENTES DE VOLADURA

AGENTES DE VOLADURA	ANFO
AGENTES DE VOLADURA	EMULSION 1 1/2 X 12 (3000)
AGENTES DE VOLADURA	PENTACORD (3P)
ACCESORIOS DE VOLADURA	FANEL N° 1 AL 20 DE 10 Y 18 Mts.
ACCESORIOS DE VOLADURA	CARMEX 6 Pies
ACCESORIOS DE VOLADURA	MECHA RAPIDA

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

Las cantidades de material que se usan para la voladura son homogéneas, es decir, ya que se cuenta con una malla de perforación estándar siempre existen la misma cantidad de taladros en promedio, aumentando la cantidad solo en los radiales positivos y negativos.

En la Tabla 13 se muestran las cantidades por taladro de material.

TABLA 13: CANTIDADES DE MATERIAL PARA VOLADURA

MATERIAL	CANTIDADES/TALADRO
ANFO	21.33 Kg
EMULSION 1 1/2" X 12" (3000)	2 unidades
PENTACORD (3P)	50 m
FANEL N° 1 AL 20 DE 10 Y 18 m	64 unidades
CARMEX 6'	2 unidades
MECHA RAPIDA	20 cm

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

5.3.2 Carguío de taladros

Comenzando el carguío se tendrá que sopletear (hacer ingresar aire comprimido) para limpiar el taladro. No existe necesidad de tapar, los taladros positivos y negativos, ya que los taladros perforados son ciegos, es decir no comunican a vacío.

Primero se llena una columna de Anfo de 80 cm a 100 cm, posteriormente se introduce el primer sebo en este caso es una emulsión de 1 1/2" x 12" ya que Reliquias no cuenta con Boosters. Unido a la emulsión se coloca el Fanel de 18 m, después se continúa inyectando Anfo hasta la mitad del

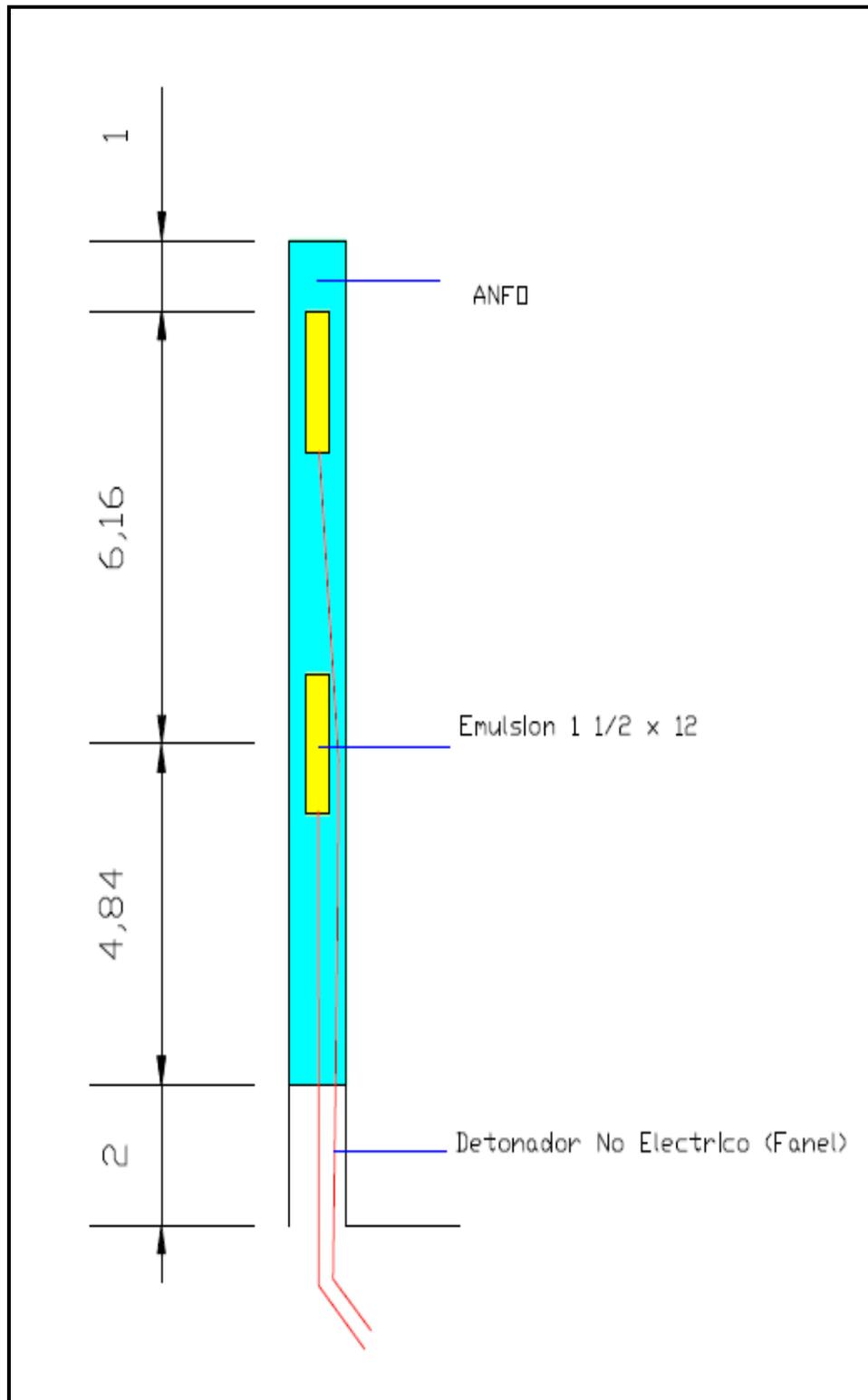
taladro donde se coloca la segunda emulsión con el Fanel del mismo número que el primero pero de 10 m finalmente se inyecta el Anfo dejando 2 m libres desde el comienzo del taladro. El procedimiento es el mismo en todos los taladros, posteriormente estos se unen por medio del Pentacord y al final se realiza el amarre con los Carmex para realizar el chispeo y voladura respectiva.

En estos casos no se perforan slots (cara libre) en la bancada positiva, ya que el mismo relleno al no ser homogéneo cuenta con espacios libres que sirven de cara libre, en el caso de los taladros negativos se perfora un slot para asegurar la correcta voladura y el relleno pueda caer al Nivel base.

En la Figura 19 se muestra la distribución de cargas en un taladro de producción.

El resultado de la voladura es una mezcla de mineral y desmonte. El desmonte cae adelante haciendo su limpieza fácil y así no mezclar el relleno con el desmonte, esta técnica es usada tanto en Mina Reliquias como en Mina San Genaro obteniéndose muy buenos resultados.

FIGURA 19: DISTRIBUCION DE CARGAS



Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

5.4 LIMPIEZA

La limpieza de mineral se está realizando con un Scoop de 6.3 Yd³ de la marca Caterpillar, modelo R-1600, este tiene dispositivo para colocar telemando, con el cual no contamos en este momento. La limpieza que realiza el Scoop es desde la ventana 15 a la ventana 37 en el Tajo 680. Como se menciona el carguío se realiza directamente a los volquetes por medio de las labores tipo “H”, la máxima eficiencia de carga del Scoop se da a 150 m por lo que las cámaras de carguío se encuentran en el centro del Tajo.

En la Figura 20 se muestra el Scoop R-1600.

FIGURA 20: SCOOP R -1600



Fuente: Ferreyros

En la Tabla 14 se muestran las características del equipo R-1600.

TABLA 14: CARACTERISTICAS DE SCOOP R-1600

CARACTERISTICAS GENERALES	
LONGITUD	9619 mm
ANCHO	2564 mm
ALTO	2400 mm
PESO	29800 Kg
ELEVACION MAXIMA DE CUCHARA	5114 mm
CAPACIDAD DE CARGA	10200 Kg
VELOCIDAD MAXIMA	23.1 Km/h
MODELO MOTOR	CAT 3176 C EUI ATAAC
POTENCIA	241 HP

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

Los resultados operativos obtenidos con el Scoop R-1600 se detallan a continuación, estos resultados son tomados del control de campo que se realiza al igual que de las hojas de control de los operadores. La productividad del equipo es de 85.65 t/h Con una Disponibilidad Mecánica de 95.4% y una Utilización de 86.76%., el peso promedio por cuchara en operación es de 7.75 t, la humedad del mineral es de 8% y el factor de llenado es de 16%. La producción día del equipo es de 1591.35 t en promedio.

CAPITULO VI: SERVICIOS AUXILIARES

6.1 SOSTENIMIENTO

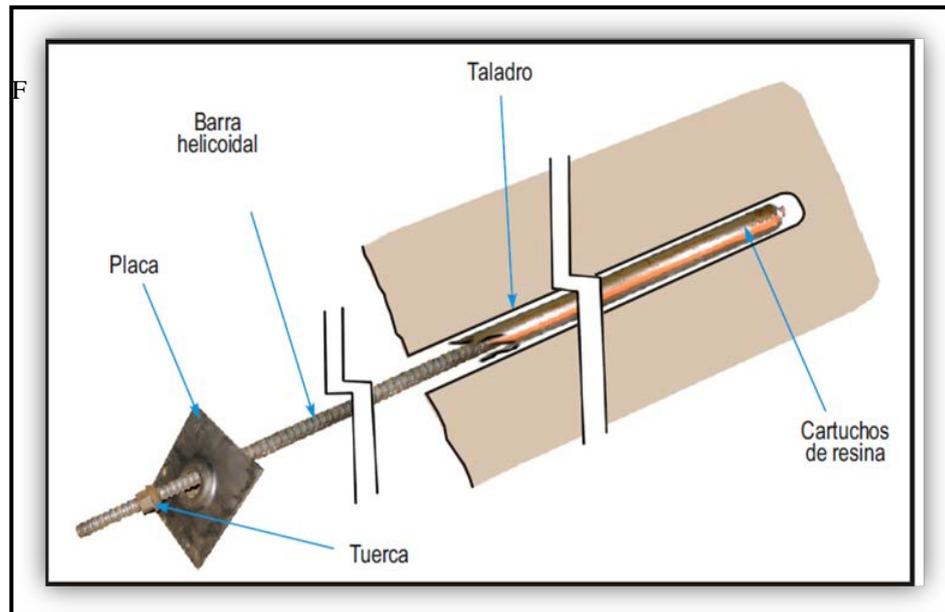
Los elementos de sostenimiento con los que se realiza la labor en Mina Reliquias son los siguientes:

6.1.1 Pernos Helicoidales

Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento, este sostenimiento es del tipo activo ya que desde que es instalado este comienza a trabajar. En el caso se usan Pernos Helicoidales de 7', la mayor parte del sostenimiento se realiza con este material.

En la Figura 21 se muestran las partes del Perno.

FIGURA 21: PERNO HELICOIDAL

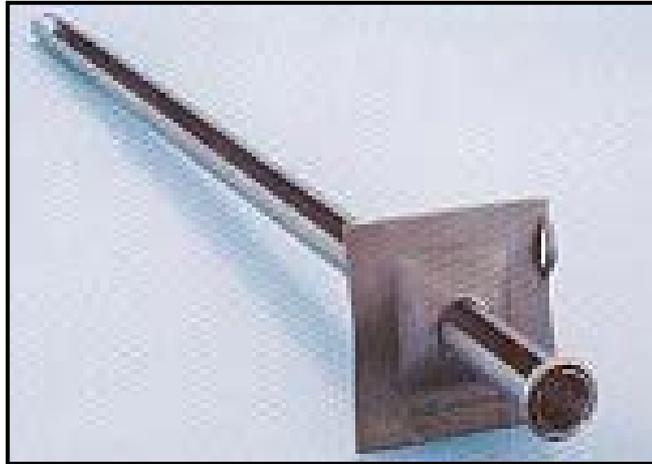


Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

6.1.2 Split Set

Consiste en un tubo, de 2,3 mm de espesor, que tiene una ranura longitudinal y un diámetro superior al del taladro en el que va a ser anclado, este sostenimiento es del tipo activo. En el caso se usan Split Sets de 7', sosteniendo básicamente las ventanas de perforación, para que el equipo que se posiciona al borde pueda estar seguro a esto se le adiciona malla electro-soldada para mas seguridad.

En la Figura 22 se muestran al Split Set.

FIGURA 22: SPLIT SET

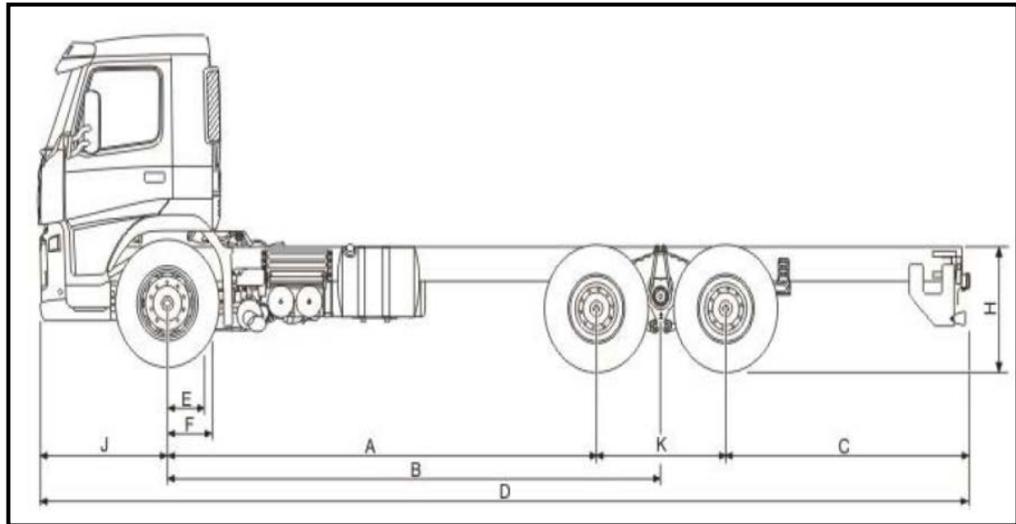
Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

6.2 TRANSPORTE

El transporte de todo material producido en Interior Mina es trasladado con Volquetes de 15 m³ marca Volvo y modelo FM.

El desmonte es trasladado desde las cámaras de carguío en interior mina hacia superficie, desmonteras designadas no quedándose nada en interior mina ya que no se rellenan los Tajos inmediatamente. El mineral es transportado hacia la cancha de Blending donde es mezclado y posteriormente alimentado a Planta Concentradora.

En la Figura 23 se presenta la estructura del volquete.

FIGURA 23: VOLQUETE VOLVO FM

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

Las distancias recorridas, desde el Tajo 680, son para el desmonte 2 Km y para el mineral son 8.5 Km. El ciclo para el desmonte desde la carga hasta la descarga es de 0.5 h, llevando una carga efectiva de 21.1 t. En el caso del mineral el ciclo es de 2.3 h, llevando una carga efectiva promedio de 26.3 t. En los dos casos estos índices disminuyen en temporada de lluvia

6.3 AIRE Y AGUA

Mina Reliquias cuenta con dos compresoras de la marca Sullair una TS-32 de 3500 CFM y otra 24-KT de 3000 CFM, la principal se encuentra en la zona de talleres cerca a los campamentos para suministrar aire tanto a la parte alta como baja dejando a la secundaria en la zona alta para suministrar aire debido a que el consumo es mayor en la zona alta.

En el caso del agua en este momento se suministra a través de cisternas a un tanque de concreto de capacidad de 75000 Galones, ubicado en la zona alta de reliquias del cual por gravedad es trasladado a las labores con tubería de 2", este sistema se está cambiando ya que se comenzara a recircular el agua de mina en la zona baja para bombearla a la zona alta, esto se encuentra todavía en estudio.

6.4 VENTILACION

La ventilación se realiza a través de 2 chimeneas comunicadas a superficie en las cuales se cuenta con dos ventiladores de 30000 CFM.

En el Tajo 680 trabajan 5 personas en forma permanente para los cuales se necesita 30 m³/min de aire, 1 Scoops que necesitan 546 m³/min, 1 equipo de perforación que necesita 159 m³ /min, volquetes en forma constante que necesitan 592.5 m³/min. Haciendo un total de 1327.5 m³/min. En CFM esto significa 46887.3 CFM existiendo una diferencia según necesidades de 13122.7 CFM.

CAPITULO VII: INDICADORES DE PRODUCTIVIDAD Y ANALISIS ECONOMICO

El tajeo por subniveles es netamente un método de alta producción y bajo costo, a continuación se presentaran cuadros donde se indican los índices de productividad en operación y los costos asociados respectivos para así demostrar la viabilidad del proyecto.

7.1 INDICES DE PRODUCCION

A continuación se presenta el cuadro de índices de producción por labor unitaria, estos son los valores acumulados por equipo y labor.

En la Tabla 15 se presentan los índices de Preparación y Desarrollo, los índices de explotación se presentan en la Tabla 16.

TABLA 15: CUADRO DE INDICES PREPARACION Y DESARROLLO

	Índices	Cantidad	Unidades
Perforación Jumbo Quazar	Guardia	10.75	h
	Lineales por Tajo	2157	m
	Disponibilidad Mecánica	86.8	%
	Utilización	48.2	%
	Taladros Frente	41	Unid
	Profundidad Taladros	2.9	m
	Metros por frente	118.9	m
	Productividad	59.6	m/h
	Tiempo por frente	2.0	h
	Frentes por Guardia	2.5	Unid
	Metros por guardia	7.3	m
	Metros por mes	436.7	m
	Tiempo de Preparación	5	Meses
	Voladura	Taladros Frente	38
Diámetro de Taladro		56	mm
Profundidad Taladros		2.9	m
Kg. Explosivo por Taladro		2.63	Kg/Taladro
Productividad por Tonelada		1.2	Kg/t
Productividad por Mts.		34.5	Kg/m
Limpieza con Scoop 4 yd3	Guardia	10.75	h
	Disponibilidad Mecánica	92.3	%
	Utilización	83.6	%
	Tonelaje por guardia	254.8	t
	Productividad de Scoop a 150 (Mts.)	57.5	t/h
	Tiempo de Limpieza Frentes	4.4	h
	Tiempo de carguío a Volquetes	4.5	h
Sostenimiento	Guardia	10.75	h
	Horas Efectivas por guardia	9.1	h
	Productividad Perforación	8.6	m/h
	Productividad	24.8	Pernos/Guardia
	Área Sostenida por Guardia	19.8	m ² /Guardia

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

TABLA 16: CUADRO DE INDICES EXPLOTACION

	Índices	Cantidad	Unidades
Perforación Speider	Guardia	10.75	h
	Disponibilidad Mecánica	85.5	%
	Utilización	51.3	%
	Taladros Promedio por Ventana	55	Unid
	Longitud Promedio Taladro	12.5	m
	Metros por frente	687.5	m
	Productividad	14.03	m/h
	Metros por guardia	82.9	m
	Metros por ventana	687.5	m
	Tiempo por Ventana	2.9	Días
	Metros por mes	4976.4	m
	Toneladas por metro	4.4	t/m
	Toneladas por Mes	22095	t
	Voladura	Taladros Frente	55
Diámetro de Taladro		64	mm
Profundidad Taladros		12.5	m
Kg. Explosivo por Taladro		21.26	Kg/Taladro
Toneladas por Ventana promedio		3899.0	t
Productividad por Tonelada		0.30	Kg/t
Limpieza con Scoop 6 yd3	Guardia	10.75	h
	Disponibilidad Mecánica	95.4	%
	Utilización	86.8	%
	Productividad de Scoop a 150 (Mts.)	85.7	t/h
	Tonelaje por guardia	795.5	t
	Tonelaje por día	1591.0	t
Transporte de Mineral	Capacidad de Tolva	15.0	m ³
	Tonelaje promedio por viaje	26.3	t
	Ciclo de transporte	2.3	h
	Productividad de Volquete	11.43	t/h

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

7.2 COSTO DE PRODUCCION

A continuación se presenta la Tabla 17 el costo de minado del Tajo 680, anexado en la Tabla 18 el costo total y margen económico.

TABLA 17: COSTOS UNITARIOS

MATACABALLO				ANCHO (m)	3
RESERVA MINABLE		PRODUCCION MENSUAL		VIDA TAJO	
151,200	t	24,000	t	6.30	meses
			\$/t	\$	
PREPARACION			5.88	889,056.00	
LIMPIEZA			2.11	319,032.00	
PERFORACION			2.46	371,952.00	
VOLADURA			0.70	105,840.00	
SOSTENIMIENTO			0.98	148,176.00	
TRANSPORTE			3.48	526,176.00	
SERVICIOS			0.76	114,912.00	
COSTO MINADO			16.37	2,475,144.00	

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

En el análisis económico del costo de minado podemos ver que los mayores costo son el de preparación y transporte de mineral-desmante debido a que en la preparación se necesita más metros de avance que en un método de taladros largos insitu (la diferencia radica en que por cada nivel se tienen que hacer ventanas para perforación), incrementando así el costo de preparación, en el caso del transporte el mayor costo radica en la distancia que se tiene que transportar el mineral hasta la planta de beneficio (8.5 Km). A pesar de estos dos puntos continua siendo un costo inferior a otros métodos de minado (16.37 \$/t).

TABLA 18: ANALISIS ECONOMICO TAJO 680

COSTO MINADO	16.37	2,475,144.00	
COSTO DES.+EXPLO.	3.75	476,280.00	
COSTO MINADO+DES.+EXPLO.	17.12	2,497,824.00	
PLANTA CONCENTRADORA	4.18	632,016.00	
ENERGIA	0.14	21,168.00	
DIRECCION DE OPERACIONES	0.74	111,888.00	
TALLERES	0.10	15,120.00	
GASTO DE COMERCIALIZACION	1.14	172,368.00	
REGALIAS GOBIERNO CENTRAL	0.35	52,920.00	
OTROS	0.20	30,240.00	
SUB TOTAL	6.85		
COSTO DE PRODUCCION	26.97	4,077,864.00	
GASTOS LIMA	1.02	154,224.00	
INVERSIONES	12.50	1,890,000.00	
SUB TOTAL	13.52		
COSTO OPERACIÓN	40.49	6,122,088.00	
VALOR DE MINERAL	126.66	19,150,992.00	

MARGEN ECONOMICO	89.17	13,028,904.00	
------------------	-------	---------------	--

Valores de Punto 2011 (\$)				
Oz Ag	Oz Au	% Pb	% Cu	% Zn
18.56	645.93	6.43	0.00	6.50

LEYES	Oz Ag	OZ Au	% Pb	% Cu	% Zn
	6.1	0.013	0.32	0.00	0.46

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

Al momento de analizar el margen económico se puede notar que el margen económico es más del 100% del costo de operación, calculando el VAN este da como resultado 12'611,196.76 \$ lo que nos indica que el proyecto el viable, finalmente el costo de operación continuara bajando debido a que los proyectos de inversión se reducirán en el próximo año (Inversiones actuales 12.5 \$/t y el estimado al cerrar el año es de 5 \$/t) y se optimizaran los procesos de minado para reducir hasta en 2 \$/t el costo.

7.3 ANALISIS COMPARATIVO

A continuación en la Tabla 19 realizamos el análisis comparativo entre los dos métodos de minado que se consideraron en un inicio para la recuperación de rellenos.

TABLA 18: ANALISIS ECONOMICO TAJO 680

MATA CABALLO				ANCHO (m)		3		MATA CABALLO				ANCHO (m)		2.5	
TALADROS LARGOS						CORTE Y RELLENO ASCENDENTE									
RESERVA MINABLE		PRODUCCION MENSUAL		VIDA TAJO		RESERVA MINABLE		PRODUCCION MENSUAL		VIDA TAJO					
151,200	TMS	24,000	TMS	6.3	meses	126,000	TMS	10,000	TMS	12.6	meses				
				\$	\$/t					\$	\$/t				
PREPARACION				889,056.00	5.88	PREPARACION				450,450.00	3.58				
LIMPIEZA 6 yd3				319,032.00	2.11	LIMPIEZA 2.2 yd3				269,750.00	2.14				
PERFORACION				371,952.00	2.46	PERFORACION				367,130.00	2.91				
VOLADURA				105,840.00	0.7	VOLADURA				85,840.00	0.68				
SOSTENIMIENTO				148,176.00	0.98	SOSTENIMIENTO				548,176.00	4.35				
TRANSPORTE				526,176.00	3.48	TRANSPORTE				438,480.00	3.48				
SERVICIOS				114,912.00	0.76	SERVICIOS				91,912.00	0.73				
COSTO MINADO				2,475,144.00	16.37	COSTO MINADO				2,251,738.00	17.87				
COSTO PRODUCCION				3,646,944.00	24.12	COSTO PRODUCCION				3,276,913.00	26.01				
COSTO OPERACIÓN				6,122,088.00	40.49	COSTO OPERACIÓN				5,528,651.00	43.88				
VALOR DE MINERAL				19,150,992.00	126.66	VALOR DE MINERAL				18,286,380.00	145.13				
MARGEN ECONOMICO				13,028,904.00	86.17	MARGEN ECONOMICO				12,757,729.00	101.25				

		DIA	MES			DIA	MES
CANTIDAD DE PERSONAL		14.00	420	CANTIDAD DE PERSONAL		20.00	600
HORAS DE EXPOSICION		4.00	120	HORAS DE EXPOSICION		14.00	420
HORAS EXPOSICION TOTAL		56.00	50,400	HORAS EXPOSICION TOTAL		280.00	252,000

Fuente: Corporación Minera Castrovirreyna

En el análisis final de resultados la diferencia entre los márgenes económicos nos es mucha (329,000.00 \$) este e incrementa al momento de comparar los VAN de ambos métodos de explotación VAN de taladros largos 12'611,196-76 \$ y el VAN del corte y relleno de 11'823,501.30 \$ haciendo una diferencia de 780,000 \$ debido al tiempo de explotación 6.3 meses para taladros largos y 12.6 mese para corte y relleno. La otra gran ventaja es que con taladros largos se incrementan la reservas de la compañía, en el caso del Tajo 680 la diferencia es de 25,200 t y el método de explotación taladros largos permite realizar economía a escala (mayor producción), la producción del taladros largos por mes es de 24,000 t y el de taladros largos es de 10,000 t. Lo más importante para elegir el método de explotación fue la seguridad, ya que el menor tiempo de exposición en los taladros largos (50,400 h/mes) contra el de un corte y relleno (252,000 h/mes) reduce la probabilidad de que ocurra un accidente.

CONCLUSIONES

1. El método de recuperación de rellenos por taladros largos es un método aplicable a cualquier tipo de roca y de mucha utilidad para cualquier mina antigua del Perú, ya que muchas de las minas actualmente en operación cuentan con zonas trabajadas antiguamente, de la cual se puede recuperar el relleno, que por un tema actual de precios y mejoras en la recuperación es un mineral económico.
2. El método de recuperación de rellenos por taladros largos es un método que requiere bastante preparación (5 meses) pero esto es recuperado en el tiempo de explotación ya que, según el equipo de limpieza con el que se cuenta este se puede explotar en tres meses, con un equipo de 6 Yd³ se puede sacar hasta 45000 t/mes.
3. Los resultados de banqueo (es del 15%, datos de operación) afectan los resultados de la voladura, ya que al tener esa abertura rellena bastante

tiempo la roca ya se encuentra relajada por lo que cae por gravedad una vez descargado el relleno existente.

4. Los Tajos de explotación pueden ser perforados mucho antes de voladura, permitiendo realizar la voladura según las leyes de muestreo por ventana y así tener la facilidad de realizar un blending adecuado y mantener constante la ley.
5. Los tiempos de explotación se reducen comparado con otros métodos de explotación aplicables a la recuperación de rellenos, el personal necesario para la explotación también se reduce por la mecanización que implica este método.
6. Antes de realizar la explotación del tajo se tiene que preparar en toda su extensión por los pocos datos geológicos de buzamiento y dirección del relleno, no se puede explorar en zonas derrumbadas ni hacer chimeneas para explorar el relleno.
7. Este método es mas seguro que cualquier otro de recuperación de rellenos ya que el personal no trabaja ni se expone en el mismo mineral, se protege en las ventanas tanto en la perforación, voladura y limpieza.
8. Por los resultados satisfactorios, de la explotación actual, se decidió la ampliación de la planta concentradora de 500 t por día a 2000 t por día. Las proyecciones, de producción y de tratamiento por día, son de 4000 t para el año 2013.

RECOMENDACIONES

1. Deben llevarse registros de producción y productividad ya que al no existir data alguna con la que comparar, ya que el método de explotación es nuevo, no se puede tener una mejora continua.
2. Se debe realizar el levantamiento de taladros constantemente ya que al ser taladros ciegos estos se pueden desviar aumentando la carga disparada y ocasionando que el equipo de limpieza limpie mas desmonte incurriendo en demoras operativas.
3. La adquisición de un equipo de sostenimiento electrohidraulico es necesario debido al sostenimiento sistemático que necesita el método de explotación.
4. Constantemente se debe mejorar en los metros por disparo de avance ya que el método depende de la preparación constante.

5. Se deben realizar sondajes diamantinos ya que al no poder explorar los rellenos con labores convencionales es la única forma de tener una data acertada de los rellenos.

BIBLIOGRAFIA

Corporación Minera Castrovirreyna; “*Geología General U.E.A. Reliquias*”; 2006

Corporación Minera Castrovirreyna; “*Elección de Método de Explotación*”; 2009

Corporación Minera Castrovirreyna; “*Proyecto de Mecanización U.E.A. Reliquias*”; 2009

Empresa RHM; “*Manual Equipos Speider JF*”; 2007

Empresa Ferreyros; “*Manual Scooptram R 1600 G*”; 2010

Empresa Sandvik; “*Manual técnico equipos para minería*”; 2010