

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION
FACULTAD DE INGENIERIA
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLOGICA



TESIS

Sistematización de Ore Control en unidad minera Pallancata: Oportunidad concreta para la reducción de costos y optimización de procesos desde una base geológica

Para optar el título profesional de:

Ingeniero Geólogo

Autor: Bach. Branco Edinho DE LA VEGA DE LA ROSA

Asesor: Mg. Reynado MEJIA CACERES

Cerro de Pasco - Perú - 2021

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION
FACULTAD DE INGENIERIA
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLOGICA



TESIS

**Sistematización de Ore Control en unidad minera Pallancata: Oportunidad
concreta para la reducción de costos y optimización de procesos desde
una base geológica**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Dr. Tito ARIAS ARZAPALO
PRESIDENTE

Mg. Luis Arturo LAZO PAGAN
MIEMBRO

Mg. Eder Guido ROBLES MORALES
MIEMBRO

DEDICATORIA

A Dios:

Por iluminar mis senderos y ser guía de mis pasos.

A mis padres:

Por forjar mi espíritu, inculcarme valores, y apoyarme incondicionalmente

A mis hermanos:

Por su apoyo, y motivación constante para el logro de mis objetivos.

A mis abuelos:

Por su cariño ilimitado e incondicional.

AGRADECIMIENTOS

A Cía Minera Ares, por ser mi casa laboral, la misma que me dio la oportunidad de entender la geología minera en todos sus ámbitos y al mismo tiempo me brindó las facilidades para la elaboración de esta Tesis.

Al Ing. Oscar García, Gerente General de Geología por permitirme acceder a la información relevante para la elaboración de este proyecto, pero sobre todo por su apoyo incondicional para mi desarrollo profesional dentro de la corporación Hoschschild Mining.

Al Ing. Yoni Vega, superintendente de Geología en unidad minera Pallancata por sus recomendaciones y apoyo incesante, pero sobre todo por su amistad incondicional dentro y fuera del ámbito laboral.

A mi Alma Mater, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, aposento de mis saberes y forjadora de mis conocimientos superiores.

A mis docentes universitarios, quienes me brindaron sus sabias enseñanzas que me ayudaron enormemente a mi formación profesional.

A mi asesor de Tesis: Ing. Reynaldo Mejía, quien me apoyó en la elaboración y corrección de esta tesis informe.

RESUMEN

La zona en estudio está ubicada en el distrito de Coronel Castañeda, provincia de Parinacochas, departamento de Ayacucho, específicamente en la localidad de Pallancata, que es una mina relativamente joven, ya que se viene explotando recién desde hace 10 años. Es un yacimiento epitermal de baja sulfuración (sistema de vetas) emplazada en formaciones volcánicas siendo las tobas las rocas encajonantes favorables a la mineralización. Las vetas tienen características variables, pudiendo encontrarse vetas angostas con valores económicos de Ag y Au muy altos o muy bajos, así como también vetas anchas (mayores de 5 m.) con valores variables de Ag y Au.

En estas condiciones geológico-mineras se implementó la herramienta de gestión técnica – económica Ore Control para la veta Explorador Pablo siendo tema central de estudio la implementación, aplicación y sistematización de la metodología Ore Control y todos sus procesos involucrados enfatizando en la metodología de perforación de sondajes diamantinos laterales que los denominamos sondajes ore control que sirven para delimitar con bastante certeza los contactos económicos de las vetas anchas y de esta forma realizar una correcta planificación y posterior ejecución de minado en taladros largos (Sublevel Stopping o Tajeo Transversal - SARC) en la unidad minera Pallancata.

En este contexto, se realiza una comparación entre la metodología que se venía trabajando (muestreo de hastiales en paneles) vs la metodología Ore Control (con perforación de sondajes diamantinos horizontales), y se evalúa el rendimiento en tiempos de procesos y en costos, siendo más beneficioso esta última, ya que para el caso de preparación de tajos en un área de 50.0 m. de longitud por 15.0 m. de ancho (preparación con cruceros) la diferencia es bastante notoria, siendo 6 días más rápida y costando \$ 22,850.10 menos con el método de perforación de sondajes ore control.

Palabras Claves: Ore Control, optimización de procesos, gestión de costos

ABSTRACT

The area under study is located in the district of Coronel Castañeda, province of Parinacochas, department of Ayacucho, specifically in the town of Pallancata, which is a relatively young mine, since it has only been exploited for 10 years. It is a low sulphidation epithermal deposit (vein system) emplaced in volcanic formations, tuffs being the encasing rocks favorable to mineralization. The veins have variable characteristics, being able to find narrow veins with economic values of Ag and Au very high or very low, as well as wide veins (greater than 5 m.) With variable values of Ag and Au.

In these geological-mining conditions, the technical-economic management tool Ore Control was implemented for the Explorador Pablo vein, the central subject of study being the implementation, application and systematization of the Ore Control methodology and all its processes involved, emphasizing the drilling methodology of lateral diamond holes that we call ore control drillings that serve to delimit with enough certainty the economic contacts of the wide veins and in this way carry out a correct planning and subsequent execution of mining in long holes (Sublevel Stopping or Transversal Tajeo - SARC) in the Pallancata mining unit.

In this context, a comparison is made between the methodology that had been working (sampling of gables in panels) vs the Ore Control methodology (with drilling of horizontal diamond holes), and the performance in process times and costs is evaluated, being the latter is more beneficial, since for the case of preparation of pits in an area of 50.0 m. long by 15.0 m. wide (preparation with cruise ships) the difference is quite noticeable, being 6 days faster and costing \$ 22,850.10 less with the ore control drilling method

Keywords: Ore Control, process optimization, cost reduction

INTRODUCCION

La unidad minera Pallancata, así como tantas otras minas, atravesaron, en algún momento de su ciclo de vida, dificultades por temas relacionados a la improductividad o sobrecostos, ante las cuales se hizo necesario implementar estrategias y metodologías dinámicas que ayuden a paliar estas situaciones.

La presente investigación describe la implementación de la metodología Ore Control en la mina Pallancata, en la cual se detalla los procesos básicos como el control de la dilución, el control de sobrerotura y/o pérdida de mineral, la fiscalización del movimiento del mineral, el blending, entre otros. Pero, además enfatiza, un proceso fundamental en esta metodología que es la perforación sistemática de sondajes diamantinos laterales, la cual sirve para delimitar con bastante certeza los contactos económicos de las vetas anchas y nos brinda información oportuna para realizar planificaciones y posteriores secuencias de minado.

Asimismo, se describen los procesos que se ejecutaban antes de la implementación de la metodología Ore Control, los cuales consistían en avanzar paneles transversales, seguido de un muestreo en hastiales hasta cortar los límites de las zonas económicas y delimitar el ore (mineral), siendo este proceso más lento y más costoso.

Finalmente se realiza una comparación entre ambas metodologías (muestreo en hastiales en paneles y perforación de sondajes diamantinos Ore Control), en el que la metodología Ore Control optimiza en gran medida los tiempos operativos, repercutiendo en mayor productividad, y asimismo reduciendo considerablemente los costos de producción.

INDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	I
AGRADECIMIENTOS.....	II
RESUMEN.....	III
ABSTRACT.....	IV
INTRODUCCIÓN.....	V

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1	Identificación y Determinación del problema:.....	1
1.2	Delimitación de la investigación:.....	2
1.3	Formulación del problema:.....	3
	1.3.1 Problema principal.....	3
	1.3.2 Problemas específicos.....	3
1.4	Formulación de objetivos:.....	3
	1.4.1 Objetivo general:.....	3
	1.4.2 Objetivos específicos:.....	3
1.5	Justificación de la investigación:.....	4
1.6	Limitaciones de la investigación:.....	5

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1	Antecedentes de estudio:.....	6
2.2	Bases teórico – científicos:.....	7
	2.2.1 Generalidades de la zona del proyecto:.....	7
	2.2.2 Geología Regional del distrito minero de Pallancata:.....	11
	2.2.3 Geología Local.....	14
	2.2.4 Geología Estructural:.....	20

2.2.5 Estructuras mineralizadas:	23
2.2.6 Alteraciones:	23
2.2.7 Mineralogía:	24
2.2.8 Yacimiento:	25
2.2.9 Geoestadística:	26
2.2.10 Geometalurgia:	30
2.2.11 Métodos de explotación minera para yacimientos vetiformes:	36
2.3 Definición de términos	48
2.3.1 Veta:	48
2.3.2 Ore:	49
2.3.3 Diferencia entre veta y ore:	49
2.3.4 Dilución:	49
2.3.5 Desquince:	50
2.3.6 Mineral marginal, Submarginal, Esteril.....	51
2.3.7 Desmonte:	51
2.3.8 Valor de punto:	51
2.3.9 Cut off:	51
2.3.10 Costos:	52
2.3.11 Ganga:	52
2.3.12 Estéril:	53
2.3.13 Blending:	53
2.3.14 Flotación.....	53
2.4 Formulación de la Hipótesis:	54
2.4.1 Hipótesis general:	54
2.4.2 Hipótesis específicas:	54
2.5 Identificación de las variables	55
2.5.1 Variable independiente	55
2.5.2 Variable dependiente	55
2.6 Definición operacional de variables e indicadores.....	55

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1	Tipo de investigación	56
3.2	Métodos de investigación	56
3.3	Diseño de la investigación	57
3.4	Población de muestra	56
3.5	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	57
3.6	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	58
3.7	Tratamiento estadístico de datos	59
3.8	Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación	60
	3.8.1 Análisis y monitoreo de datos de material qa/qc	60
	3.8.2 Récord de fallas y correcciones:	63
	3.8.3 Manejo de datos geoquímicos:	64
3.9	Orientación ética:	65

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	Descripción del trabajo de campo	66
	4.1.1 Ore Control en vetas anchas:	66
	4.1.2 Metodología de trabajo ore control:	68
4.2	Presentación, análisis e interpretación de resultados	109
	4.2.1 Tiempos de preparación de tajeos (15 m. de longitud transversal) con muestreo en hastiales:	110
	4.2.2 Tiempos de preparación de tajeo con sondajes de Ore Control:	118
	4.2.3 Costos de muestreo de hastiales en paneles vs costos de muestreo de sondajes Ore Control	128
	4.2.4 Costo de metodología de muestreo en hastiales	128
	4.2.5 Costo metodología de muestreo de sondajes Ore Control:	135
4.3	Prueba de Hipótesis	142

4.3.1 Comparación de tiempos entre ambas metodologías	142
4.3.2 Comparación de costos entre ambas metodologías:.....	143
4.4 Discusión de resultados.....	144

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS

INDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 1. Columna estratigráfica regional	14
FIGURA N° 2: Columna estratigráfica en la zona de Yurika.....	19
FIGURA N° 3: Modelo de Riedel Sinextral – Pallancata.....	21
FIGURA N° 4: Relación de la Salinidad Vs Temperatura de homogenización con el tipo de yacimiento.....	26
FIGURA N° 5: Variogramas en varias direcciones: distribución anisotrópica	29
FIGURA N° 6: Planeación geometalúrgica en explotación de veta Exp Pablo. Elaboración propia.....	34
FIGURA N° 7: Diseño de malla de perforación de Taladros Largos	48
FIGURA N° 8: Estándar gráfico del pintado de la progresiva del canal muestreado.....	70
FIGURA N° 9: Clasificación geometalúrgica en Vetas- Pallancata.....	74
FIGURA N° 10: Clasificación geometalúrgica en Cajas - Pallancata.....	75
FIGURA N° 11: Levantamiento de canales muestra a muestra.....	85
FIGURA N° 12: Levantamiento de sondajes Ore Control.....	85
FIGURA N° 13: Codificación del canal.....	89
FIGURA N° 14: Canales codificados.....	89
FIGURA N° 15: Código de Ore 122 para la Veta Pablo Piso.....	90
FIGURA N° 16: Sólido Ore construido	94
FIGURA N° 17: Pantalla de acceso de software Script Ore Control	95
FIGURA N° 18: Parámetros registrados por veta en el software	96
FIGURA N° 19: Registro de las rutas de los sólidos construidos y del Modelo matriz para el cálculo del bloque	96
FIGURA N° 20: Delimitación de mineral / desmonte	101

FIGURAS N° 21 Y 22: Diseño de taladros largo en sección y planta, en las cuales se debe verificar que ninguno esté fuera del Ore,	104
FIGURA N° 23: Rutina de intercalación de material QA/QC.....	59
FIGURA N° 24: Límites de tolerancia para material QA/QC	61
FIGURA N° 25: Diagrama para el análisis de datos de re-muestreo.	61
FIGURA N° 26: Diagrama para el análisis de datos de duplicados gruesos (magenta)....	62
FIGURA N° 27: Diagrama para el análisis de datos de duplicados finos (re-ensayos, verde).	62
FFIGURA N° 28: Diagrama para el análisis de datos de estándares.	63
FIGURA N° 29: Metodología de muestreo de hastiales en paneles..	111
FIGURA N° 30: Probable potencia de ore de 10 m. en un tramo longitudinal de 50 m. .	116
FIGURA N° 31: Caso óptimo para muestreo en hastiales: 3 paneles en una sola guardia.....	117
FIGURA N° 32: Proyectos de sondajes que llegan a 15 m. o más para cruzar completamente el modelo y definir los contactos económicos (ore)	119
FIGURAS N° 33: Proyecto de crucero para un posible avance de 15 m.	143
FIGURAS N° 34: Proyecto de sondajes diamantinos Ore Control de 15 m.	143
FIGURA N° 35: Costo de preparación de 5 paneles para tajeo con método de muestreo en hastiales.....	135
FIGURA N° 36: Costo de preparación de 5 paneles para tajeo con método muestreo de sondajes ore control.....	142

INDICE DE CUADROS

CUADRO N° 1: Resumen método de minado: corte y relleno ascendente.....	41
CUADRO N° 2: Caracterización geológica en Pallancata	73
CUADRO N° 3: Mineralogía en Pallancata	73
CUADRO N° 4: Datos del proyecto de sondajes en el Nv 4322 Exp Pablo	80
CUADRO N° 5: Estimado diario: son tonelajes y leyes planeadas	108
CUADRO N° 6: KPI total de las actividades del ciclo de minado, sin incluir el muestreo	112
CCUADRO N° 7: Activiades detalladas del muestreo	113
CUADRO N° 8: Rutina de muestreo en una guardia normal	114
CUADRO N° 9: KPI total de las actividades del ciclo de minado incluyendo el muestreo.....	115
CUADRO N° 10: Actividades Perforación Diamantina (detalle).....	120
CUADRO N° 11: Rutina de Perforación diamantina de sondajes OC en una guardia normal	120
CUADRO N° 12: Tiempo requerido para la perforación diamantina de un tajo de 15 m. de potencia	123
CUADRO N° 13: KPI de ciclo de minado para preparación de crucero de 12 m de longitud transversal que constituyen 6.5 días requeridos.....	123
CUADRO N° 14: KPI total de ciclo de minado con las actividades de perforación de sondajes ore control y las actividades propias del ciclo de minado para preparación de crucero de 12 m de longitud transversal.	124
CUADRO N° 15: Datos de ubicación, azimut y longitud de un programa de sondajes Ore Control.....	126
CUADRO N° 16: KPI de ciclo de minado para preparación de crucero de 12 m de longitud transversal que constituyen 6.5 días requeridos.....	129

CUADRO N° 17: Sueldos mensuales, materiales y suministros y otros servicios deducidos al mes. Asimismo, rendimientos de las actividades del personal involucrado por guardia.....	130
CUADRO N° 18: Costos unitarios de la gestión geológica por metro lineal de avance para método de muestreo en hastiales.....	133
CUADRO N° 19: Costo de servicio de laboratorio por muestra y por metro lineal.....	134
CUADRO N° 20: Costo unitario total de un metro de avance lineal con el método de muestreo en hastiales	134
CUADROS N° 21: Detalle de costos anual para perforación Ore control.	137
CUADROS N° 22: Promedio de perforación de sondaje Ore Control por metro.....	137
CUADRO N° 23: Sueldos mensuales, materiales y suministros y otros servicios deducidos al mes. Asimismo, rendimientos de las actividades del personal involucrado para muestreo de sondajes ore control	138
CUADRO N° 24: Costos unitarios de la gestión geológica por metro lineal de avance para método de muestro de sondajes ore control.....	140
CUADRO N° 25: Costo unitario total por metro de avance con método muestreo de sondajes ore control.....	141
CUADRO N° 26: Diferencia de costos entre ambas metodologías para preparación de 1 y 5 paneles	144

INDICE DE FOTOS

FOTO N° 1: Toba de lapilli dacítica lítica: contiene más fragmentos líticos con respecto a los cristales de plagioclasa, cuarzo y biotita.	15
FOTO N° 2: Toba de lapilli dacítica de cristales: presenta textura fragmental, constituida principalmente por cristaloclastos de cuarzo, plagioclasa y biotita de grano medio generalmente en mayor proporción que piroclastos líticos.	15
FOTO N° 3: Colada andesítica con brecha de flujo hacia la base.	16
FOTO N° 4: Ampliación de la brecha de flujo andesítico. Clastos subangulosos de andesita envueltos en una matriz muy fina violácea.	16
FOTO N° 5: Afloramiento de toba de lapilli riodacítico gris blanquesino de la unidad media sobre la unidad inferior de color violáceo.	17
FOTO N° 6: toba de lapilli riolítica soldada con visible textura fiammica, compuesto por cristaloclastos de cuarzo, feldespático potásico, plagioclasa y biotita de grano medio.	17
FOTO N° 7: Afloramiento de colada andesítica de la unidad superior.	17
FOTO N° 8: colada andesítica porfirítica de grano medio	17
FOTO N° 9: Canal completo de un frente de avance	70
FOTO N° 10: Máquina perforadora GEO 55 de dimensiones pequeñas para acomodarse a una sección de 4.5 x 4	81
FOTO N° 11: Máquina de perforación GEO55 ejecutando los sondajes laterales Ore Control.	81
FOTO N° 12: Marcado y logueo de los sondajes	82
FOTOS N° 13 Y 14: Muestreo de los sondajes	84
FOTOS N° 15 Y 16: Verificación de taladros desviados en campo. Se verifica que no estén fuera del Ore (contorneo).	106

INDICE DE PLANOS

PLANO N° 1: Ubicación y accesibilidad del área de estudio	10
PLANO N° 2: Esquema estructural de las principales vetas y lineamientos estructurales de la zona Pallancata.....	22
PLANO N° 3: Vista Longitudinal con zoneamiento Geometalúrgo – Veta Explorador Pablo	76
PLANO N° 4: Vista Longitudinal con zoneamiento Geometalúrgo – Veta Pablo Piso.....	77
PLANO N° 5: Proyecto de sondajes OC Nv 4322, hacia el techo la veta Explorador Pablo	79
PLANO N° 6: Mapeo e interpretación geológica en planta	91
PLANO N° 7: Canales codificados y construcción de polígonos en planta	92
PLANO N° 8: Sección geológica interpretada y Construcción de polígonos en sección ...	93
PLANO N° 9: Plano Ore de la zona pablo	98
PLANO N° 10: Plantas: Nv 4322 y Nv 4338.....	99
PLANO N° 11: Sección Ore Control con información geológica detallada.....	102
PLANO N° 12: Proyecto de 5 sondajes OreControl de 15 m. de longitud.....	126

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1 Identificación y Determinación del problema:

Es innegable y más bien bastante conocido que sector minero se encuentra inmiscuido en un entorno complejo y de alta incertidumbre. Temas trascendentales en el rubro en América latina como licencias sociales, geopolítica, rentabilidad de portafolios, innovación, productividad y aumento de costos, entre otros conllevan a que el desempeño de esta actividad se convierta en fluctuante y riesgosa, en los países en los que se desarrolla.

El Perú no es ajeno a esta realidad, mineras con reconocimiento y trayectoria se enfrentaron o se enfrentan actualmente a uno o más de estos riesgos que influyen de manera negativa y hacen mermar sus capacidades de producción, sus costos asociados, y por tanto sus rentabilidades. Para paliar esta situación, en el contexto

de productividad, las empresas mineras con extracción subterránea están planteando estrategias agresivas e innovadoras en reducción de costos y optimización de procesos, en post de garantizar excelentes productividades, tal es caso de Hochschild Mining, que aperturó y promovió políticas de innovación, siendo Pallancata, una de sus unidades en la que implantamos estrategias de alto impacto. Desde la posición geológica una estrategia de gran aplicabilidad y bastante práctica es el Ore Control para vetas anchas, que además de controlar el mineral en todos sus aspectos desde el acopio, transporte y disposición final, implementa la técnica de perforación sistemática de taladros horizontales para la delimitación del recurso económico (ore) teniendo en cuenta la ley mínima de corte (cutoff). Esta conjugación de procesos permitirá a la mina Pallancata aumentar las ganancias, reducir los costos e incluso optimizar los procesos de minado, tal como se demostrará en el desarrollo de esta investigación. Y podría incluso, dependiendo a la diversidad de factores y características geológico – mineros, servir de modelo para otras minas subterráneas.

1.2 Delimitación de la investigación:

La investigación se llevó a cabo en la unidad minera Pallancata, durante el año 2019. El alcance es a toda la comunidad minera y a la comunidad científica en general.

La importancia radica en que la correcta aplicación del Ore Control significaría maximizar las rentabilidades para unidad minera Pallancata y optimizar procesos mineros desde el aspecto geológico.

1.3 Formulación del problema:

De lo precedido se plantea las siguientes interrogantes:

1.3.1 Problema principal

¿Cuánto se optimizan los costos de producción y cómo se reducen los tiempos operativos con la herramienta Ore Control?

1.3.2 Problemas específicos

- ¿Se logrará controlar y fiscalizar el movimiento el mineral con la implementación de estándares y lineamientos concretos de Ore Control?
- ¿Se puede replicar la gestión del Ore Control en otras minas subterráneas con distintos portafolios de extracción de recursos?

1.4 Formulación de objetivos:

1.4.1 Objetivo general:

Reducir los costos de producción y optimizar los procesos operativos en la mina Pallancata a través de la toma de decisiones más eficaz, certera y oportuna para el minado en estructuras anchas aplicando la herramienta de gestión técnica – económica – práctica: Ore control

1.4.2 Objetivos específicos:

- Implementar lineamientos para controlar el movimiento y la disposición del mineral en todas las etapas del minado, partiendo desde la delimitación del ore, diseño y desarrollo del tajeo,

perforación y voladura, hasta la etapa de limpieza y destino final de mineral en la planta de beneficio.

- Definir la metodología y estandarizar los procesos del Ore Control en la unidad minera Pallancata con el fin de que sirva como modelo para su aplicación en otras minas subterráneas.

1.5 Justificación de la investigación:

Debido a las pérdidas económicas significativas durante los últimos años (hasta antes del 2017) en la unidad minera Pallancata causados por diversos motivos entre los cuales estaban: la caída de los precios de la plata y oro en los años 2015 y 2016; las bajas productividades por procesos de minado lentos, en parte por falta de información geológica oportuna; reservas de mineral explotables disminuidas; la explotación no controlada con eficacia (expresada en dilución); la extracción no selectiva (contaminación); y entre otros factores, que afectaron a la eficiencia de la unidad, surge ante a ello la necesidad de crear herramientas de gestión, que si bien no intervienen en la situación del entorno (variación de los precios de los metales - el mercado) ni en la complejidad geológica para encontrar nuevos recursos minerales; pero sí ayudan de forma muy importante a optimizar los tiempos de minado a través de la canalización de la información geológica oportuna para la planificación más eficiente y posterior explotación ordenada, controlada, más rápida, y sin incurrir en costos innecesarios que se ve reflejada en una mayor producción al menor costo. Por todo ello se hace necesario y urgente la aplicación de este concepto Ore Control, en post de mejorar todos los procesos antes mencionado.

1.6 Limitaciones de la investigación:

- Insuficiente información sistematizada y validada para aplicación en minas subterráneas con vetas anchas.
- Bastante presión y exigencia en las actividades operativas que dificulta la correcta aplicación del sistema ore control.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes de estudio:

Como concepto, el Ore Control no es muy nuevo, ya que se viene utilizando desde hace algunos años atrás, sin embargo, es más conocido y muy bien aplicado en minería de tajo abierto (Yanacocha, Minsur, Antamina), y es relativamente nuevo en minería subterránea, siendo Hochschild Mining uno de los impulsores, con excelentes resultados en sus unidades San José (Argentina) y Arcata (Perú) y actualmente en Inmaculada (Perú).

Sin embargo, la implementación del Ore Control para minería subterránea ya lo describe Huamani, H. (2017) en su tesis en la explica la implementación de un plan de acción con herramientas de gestión y estándares de trabajo en la mina Alpacay de la compañía minera Yanaquihua SAC, los cuales le permiten disminuir la dilución,

constituyendo mejoras para la calidad de mineral. No obstante, esta metodología es aplicada para vetas angostas.

Asimismo, Portocarrero, H. (2017) realiza una síntesis en su Informe por Servicios Profesionales, los procedimientos de ore control para vetas (anchas), en la que toma como referencia a la veta Angela de la unidad minera Inmaculada, de Cía Minera Ares SAC.

Por otro lado, Rodriguez, J. (2017) detalla en su tesis las funciones y las actividades que realiza el geólogo de Ore Control en post de mejorar la calidad del mineral (QAQC) y reducir la dilución en Unidad Minera Arcata (Cía Minera Ares SAC), Sin embargo, de nuevo, es aplicado para vetas angostas.

2.2 Bases teórico – científicos:

La aplicación de esta herramienta Ore control, requiere el dominio de diversos conocimientos: geológicos, mineros, metalúrgicos, e incluso económicos, los cuales detallaremos para tener un mayor panorama del tema.

2.2.1 Generalidades de la zona del proyecto:

En este apartado quiero mencionar algunas generalidades que considero importantes conocer acerca del proyecto en el cual llevo a cabo mi investigación, tales como ubicación, accesibilidad, clima, fisiografía.

2.2.1.1 Ubicación:

La U.O. Pallancata, se ubica en el Distrito de Coronel Castañeda, Provincia de Parinacochas, Departamento de Ayacucho;

aproximadamente 520 Km. al SE de Lima y 180 Km. al SW del Cusco. La Unidad Minera (Ex operación Minera) más cercana, dista 15 Km. Al NNE y es la Planta Concentradora Selene, de Compañía Minera Ares.

2.2.1.2 Accesibilidad:

- Vía Terrestre: Se accede a la unidad vía Lima-Nazca-Puquio-Izcahuaca a través de 740 kms. de carretera asfaltada y de ahí 45 kms. de trocha carrozable hasta la Propiedad. El viaje dura aproximadamente 15 horas.
- Vía Aérea – terrestre: Vuelo Lima – Cusco y carretera Cusco-Abancay-Izcahuaca (Quilcaccasa) haciendo 360 Kms. Y luego trocha carrozable de 45 kms. hasta llegar a la unidad.

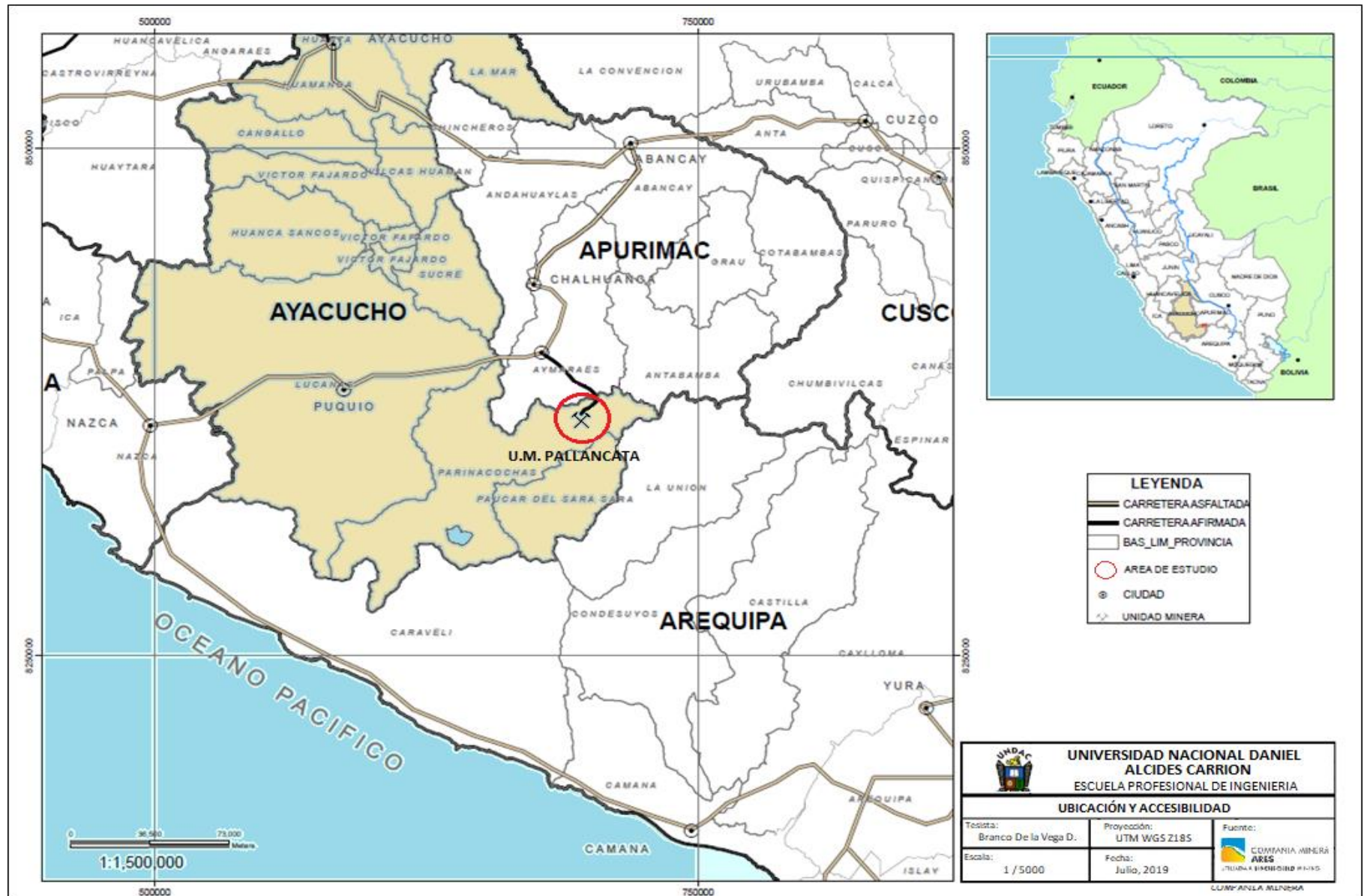
2.2.1.3 Clima:

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

2.2.1.4 Fisiografía:

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

El mayor centro poblado más cercano a Pallancata es Izcahuaca, a unos 45 kilómetros al noroeste, con una población de aproximadamente 500 personas, sus instalaciones son muy limitadas.



PLANO N° 1: Ubicación y accesibilidad del área de estudio

2.2.2 Geología Regional del distrito minero de Pallancata:

El distrito minero de Pallancata (incluidos los prospectos: Urbaque, Pacapausa, Bolsa Cochaloma y Yanacochita) se ubica en el sector centro-oriental del cuadrángulo de Pacapausa, (hoja 30-p). De acuerdo al cartografiado geológico propuesto por Dávila, (1991) en el área se encuentran emplazados las formaciones Alpabamba, Aniso, Saycata y Senca, siendo cubiertos localmente por depósitos fluvioglaciares del pleistoceno. Sin embargo, las rocas volcano-sedimentarias de la formación Aniso y los flujos volcánicos de la formación Saycata son las predominantes en el área.

2.2.2.1 Formación Alpabamba:

Dávila, (1991), en base a estudios petrográficos (secciones delgadas) lo define como una gruesa y monótona secuencia de tobas brechoides, riolíticas y dacíticas de coloración blanquesina amarillenta, que yace en discordancia angular sobre el Grupo Tacaza y está cubierto en concordancia por la formación Aniso, teniendo una potencia estimada de 1 000 mts. En el área aflora en el lecho del río Pallancata, que cruza cuasi perpendicularmente a la veta principal Pallancata.

2.2.2.2 Formación Aniso:

Lo constituye una intercalación de areniscas tobáceas grises – verdosas, areniscas conglomerádicas de fragmentos tobáceos o

lávicos, y estratos de tobas redepositadas blanco – amarillentas, cuya estratificación es gradada, sesgada y laminar plano - ondulante (Dávila, 1991), por ello y por otras características como la naturaleza litológica y la granulometría cambiante en la dirección de aporte, este autor propone que esta formación se depositó en un ambiente lagunar sub-áereo.

Sin embargo, Palacios, (1994), describe con las mismas características a la formación Alpabamba, en el cuadrángulo de Chulca (30-q). Este hecho fue notado por Gamarra, (2008) al correlacionar los cuadrángulos de Chulca (hoja 30-q) y Pacapusa (hoja 30-p), observando que no existe un contacto definido entre las formaciones Alpabamba y Aniso, por lo que se presume solo sería una denominación local.

Por otro lado, se debe destacar que ambas formaciones (Aniso y Alpabamba) están descritas como unidades de composición intermedia - ácida (riodacítica a riolítica) y en ningún caso se ha descrito que presenten intercalaciones de niveles más básicos como tobas y flujos andesíticos. Sin embargo, como se verá más adelante, en la revisión de campo se encontraron afloramientos de potentes flujos andesíticos, intercalados con tobas líticas de composición dacítica a andesítica, que afloran principalmente en los márgenes de los ríos Suyamarca y Pallancata.

2.2.2.3 Formación Saycata:

Según Dávila (1991), está compuesto casi totalmente por flujos lávicos, con una litología de andesitas gris oscuras, porfiríticas, y localmente por brechas de constituyentes lávicos, tanto en los fragmentos como en la pasta.

Se encuentra yaciendo en discordancia angular – erosional a la formación Aniso, y se encuentra cubierto, también en discordancia erosional por la Formación Sencca. Se le estima una potencia de 200 m.

2.2.2.4 Formación Senca:

Consta de tobas riolíticas – dacíticas de colores claros dispuestos en estratos diferenciados por su resistencia a la erosión (dureza). A parte, existen también areniscas tobáceas o lapillis redepositados en ambientes acuosos o subaéreos (Dávila, 1991). En la quebrada Cochaloma (Prospecto situado al SW de Pallancata), Villafuerte, (2006) identifica una secuencia de estratos de tobas finas a lapillíticas intercalados con delgadas capas de lavas andesíticas.

Sin embargo, esta formación no tiene mucha extensión ni influye mucho en las concesiones de Pallancata.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRAFICA	LITOLOGÍA
CENOZOICO	TERCIARIO	Holoceno	Fluvio Aluvial	
			Fluvio Glacial	
			Bofedal	
			Coluvio glacial	
			Morrenas	
		Mio-Plioceno	Saycata	
		Mioceno medio a superior	Alpabamba	
Grupo Tacaza				
MESOZOICO	CRETÁCICO	Cretácico Medio	Fm. Ferrobamba	
			UNIDADES INTRUSIVAS	

FIGURA N° 1. Columna estratigráfica regional (tomada de informe Geológico Pallancata – Yanacohita)

2.2.3 Geología Local

Pratt, (2005), usando como referencia una toba riolítica que sirve como buen marcador estratigráfico divide la geología del distrito minero de Pallancata en 3 unidades locales: Secuencia Pre-Hatun, toba Hatun, y secuencia post Hatun. Esta misma división es tomada por Gamarra, J. (2008), pero la renombra en unidades: inferior, media y superior. Para nuestro estudio tomaremos esta división.

2.2.3.1 Unidad Inferior:

Pratt, (2005), Gamarra, (2008) describen a esta unidad como una secuencia de tobas de lapilli de composición dacítico – riodacítico que gradan hacia el techo desde tobas lapillíticas de grano grueso, grano medio – fino (líticas), hasta llegar a tobas de cristales, intercalados con lutitas tobáceas rojas verdosas que indican deposición en ambientes lagunares o subacuados. Además, existe una intercalación muy compleja con coladas lávicas de andesitas afaníticas con coloración rojiza, formando brechas de flujo hacia la base.

Esta secuencia ha sido reconocida en profundidad con sondajes en la veta Pallancata, en la que se puede estimar una potencia de 300 mts. (la información es relativa),

Por sus características este miembro correlaciona coherentemente con la formación Alfabamba descrito por Dávila, (1991) y Palacios, (1994).

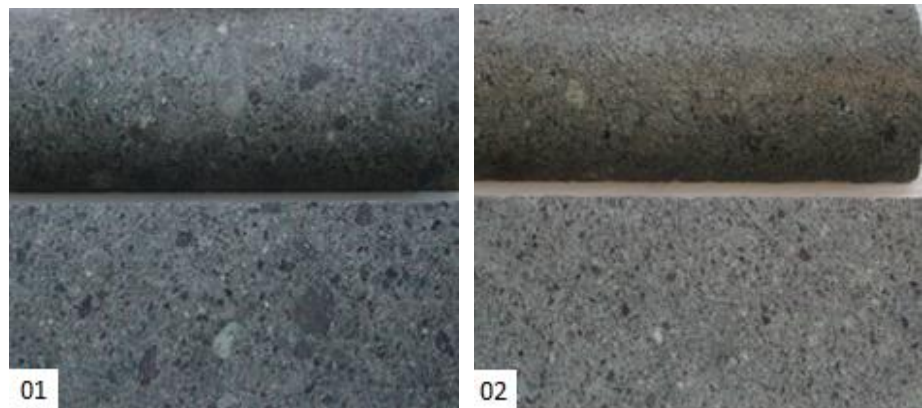


FOTO N° 1) Toba de lapilli dacítica lítica: contiene más fragmentos líticos con respecto a los cristales de plagioclasa, cuarzo y biotita. FOTO N° 2) Toba de lapilli dacítica de cristales: presenta textura fragmental, constituida principalmente por cristaloclastos de cuarzo, plagioclasa y biotita de grano medio generalmente en mayor proporción que piroclastos líticos. Ambas fotos pertenecen al sondaje DLFA-A01

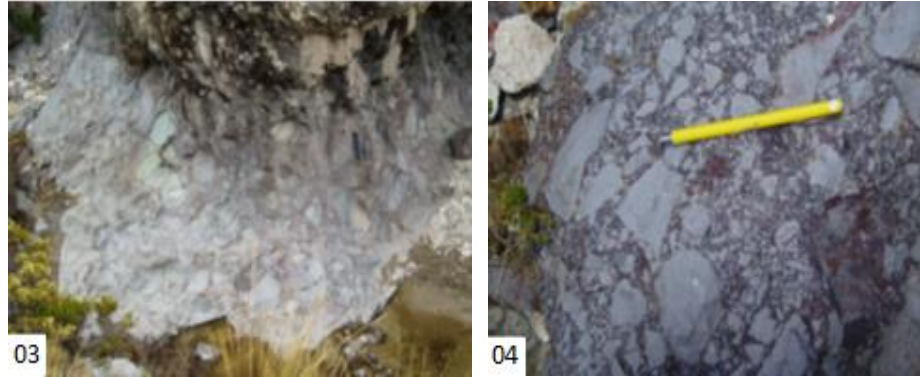


FOTO N° 3) Colada andesítica con brecha de flujo hacia la base. FOTO N° 4) Ampliación de la brecha de flujo andesítico. Clastos subangulosos de andesita envueltos en una matriz muy fina violácea. (Tomadas de Gamara, 2005)

2.2.3.2 Unidad Media:

Según Pratt, (2005) este miembro se originó por una gran erupción ignimbrítica, dentro de una gran caldera. Está compuesta por una secuencia de tobas de cenizas dacíticas – riolíticas masivas no estratificado de coloración blanquesina, con abundantes fragmentos de pómez y cenizas. Los pómez en ocasiones se presentan alineados formando *fiammes*.

Otra característica importante de este miembro es que presenta niveles carbonosos o de tobas carbonáceos, que indican que las condiciones de deposición fueron algo pantanosas.

Se correlaciona con la formación Aniso descrita por Dávila, (1991).

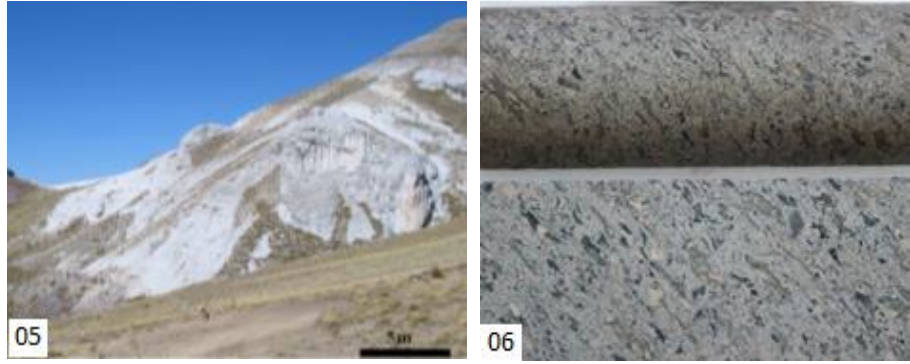


FOTO N° 5) Afloramiento de toba de lapilli riódacítico gris blanquesino de la unidad media sobre la unidad inferior de color violáceo (tomado de Gamarra, 2005). FOTO N° 6) toba de lapilli riolítica soldada con visible textura fiammica, compuesto por cristaloclastos de cuarzo, feldespático potásico, plagioclasa y biotita de grano medio. (Sondaje DLFA-A01)

2.2.3.3 Unidad Superior:

Lo conforman coladas lávicas andesíticas de coloración oscura con fuerte bandeamiento de flujo. Su textura es afanítica a ligeramente porfirítica. Se encuentra cubriendo a las tobas blancas de la unidad media.

Se le puede correlacionar con la formación Saycata descrita por Dávila (1991)



FOTO N° 7) Afloramiento de colada andesítica de la unidad superior. FOTO N° 8) colada andesítica porfirítica de grano medio (tomado del sondaje DLYU-A88)

2.2.3.4 Unidades Intrusivas:

2.2.3.4.1 Intrusiones Andesíticas:

Se les considera intrusiones básicamente por su textura porfirítica (enfriamiento cerca de la superficie). Son intrusiones de color verde con abundantes fenocristales de anfíbol, biotita, plagioclasas y clinopiroxenos en una matriz de grano muy fino (Pratt, 2005), (Gamarra, 2008)

2.2.3.4.2 Intrusiones Riolíticas

(Pratt, 2005), (Gamarra, 2008) definen así a unos cuerpos riolíticos, de textura afanítica y coloración gris - rosácea que se exponen principalmente al NE de la veta Pallancata. Se trata de intrusiones, cuya morfología se asemeja a domos alargados con paredes verticales, que contrario a las intrusiones andesíticas carecen de fenocristales, razón por la que se sugiere que no fueron fuente de alimentación de las tobas, sino más bien serían intrusiones tardías incluso posteriores a la mineralización.

2.2.3.4.3 Subvolcánico Riodacítico

Esta unidad alberga la mineralización de la veta Explorador Pablo, y es muy importante para nuestra investigación ya que la metodología que aplicaremos del Ore Control en vetas anchas con taladros horizontales se aplicará en esta

zona (Pablo) que más favorece al desarrollo de la mineralización.

Presenta textura porfírica bien desarrollada con fenocristales de plagioclasa, biotita y feldespato potásico de grano medio a fino en matriz afanítica probablemente con cuarzo. Se encuentra emplazado concordantemente a manera de sill y puede desarrollar varias decenas de metros de espesor.

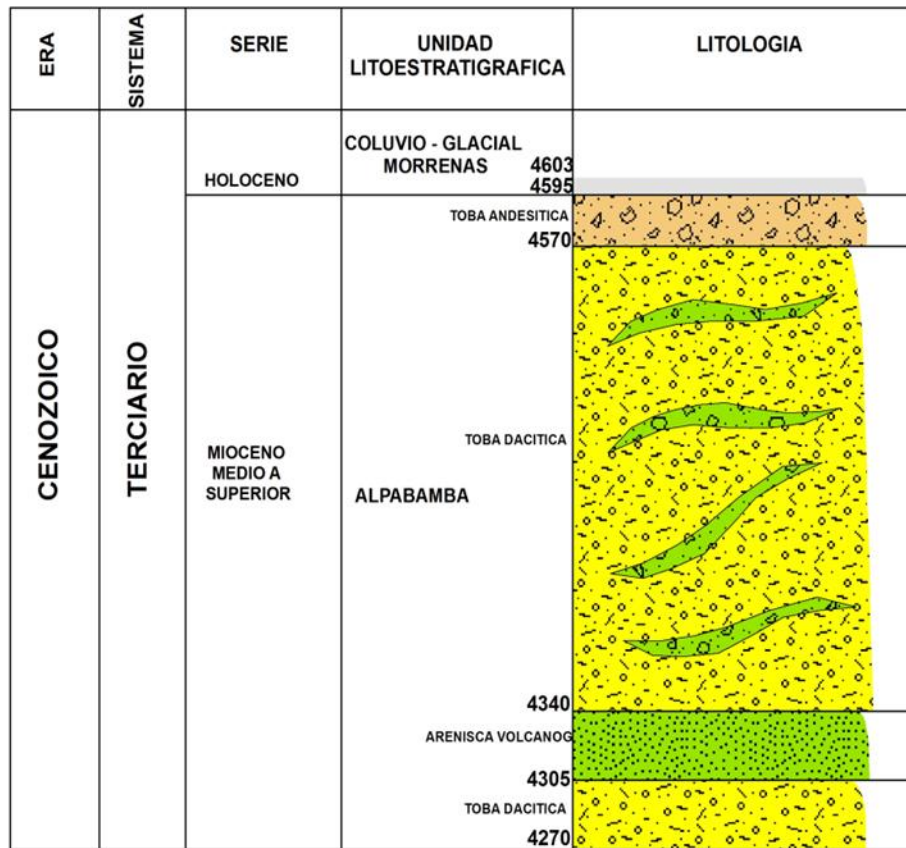


FIGURA N° 2: Columna estratigráfica en la zona de Yurika

2.2.4 Geología Estructural:

Pallancata, siendo un yacimiento epitermal de baja a intermedia sulfuración, está relacionado regionalmente a estructuras volcánicas alineadas, y controlada por fallas regionales que probablemente hayan sido los conductos para el emplazamiento de los fluidos mineralizantes. La conjugación de estas fallas, genera en la zona, 3 sistemas estructurales principales:

El sistema más importante y de primer orden tiene un rumbo NW (rumbo andino), en el cual está identificada la Veta Pallancata y el sistema Rina – Charo, que acuerdo al informe geológico de Pallancata – Yanacochita elaborado por los geólogos de exploración de la unidad, tiene un alto ángulo de buzamiento hacia el sur y su cinemática es sinextral inversa. Existen, además, en ese rumbo, lineamientos estructurales sin mineralización económica reconocida. Otro sistema importante es el NE (antiandino). Un sistema de segundo orden, pero que alberga estructuras de relleno de cuarzo tales como Royropata, Yanacochita, Bolsa, Makarena que podrían tener relación estructural con las vetas NE de la zona de Selene al norte. Se han identificado lineamientos estructurales y fallas importantes tales como la falla Farallón, y la prolongación Alizzé-Virgen del Carmen. El sistema EW, vendría a ser de tercer orden y cronológicamente posterior al sistema NE, aunque no menos importante ya que alberga estructuras mineralizadas tales como el sistema Explorador Pablo-Yurika, Luisa y la veta Pacapausa. Este sistema habría aperturado otro sistema NE de orden inferior en donde se han emplazado estructuras menores tales como en la zona Ranichico se tiene a

la veta San Javier, Paola, Makarena; y en la zona Huararani a las vetas Huararani 1, Pilar, etc.

Los geólogos de exploración de Pallancata explicaron que estructuralmente el yacimiento sigue un modelo de “Riedel Sinextral” (Riedel, 1929). En congruencia a este modelo se tienen 02 corredores principales de rumbo nor-oeste: Pallancata y Paca. Producto de la acción de los esfuerzos σ_1 y σ_3 se produce una deformación rotacional levógiro con el correspondiente desarrollo de un conjunto de estructuras características para este modelo (R, R', P y T), los cuales se interpretan de acuerdo al elipsoide de deformación infinitesimal de Cox (Cox et al, 1973).

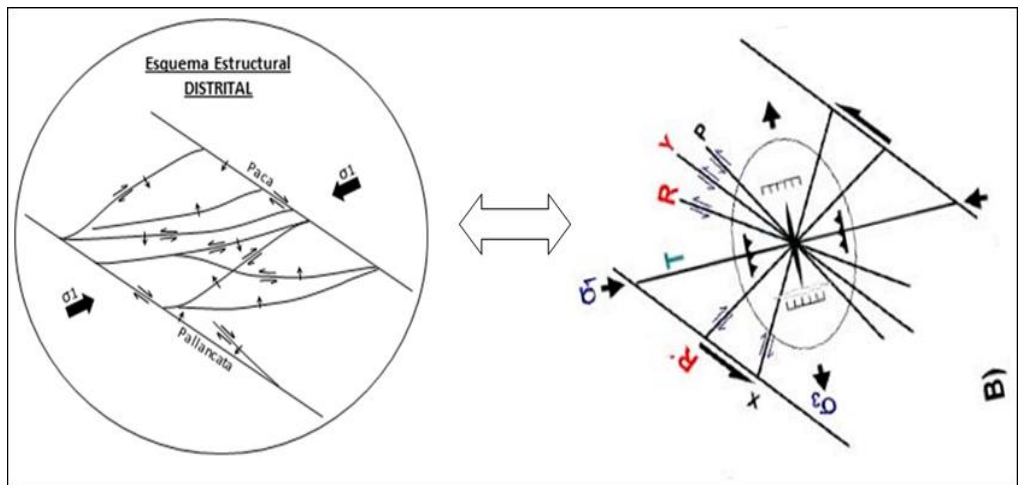
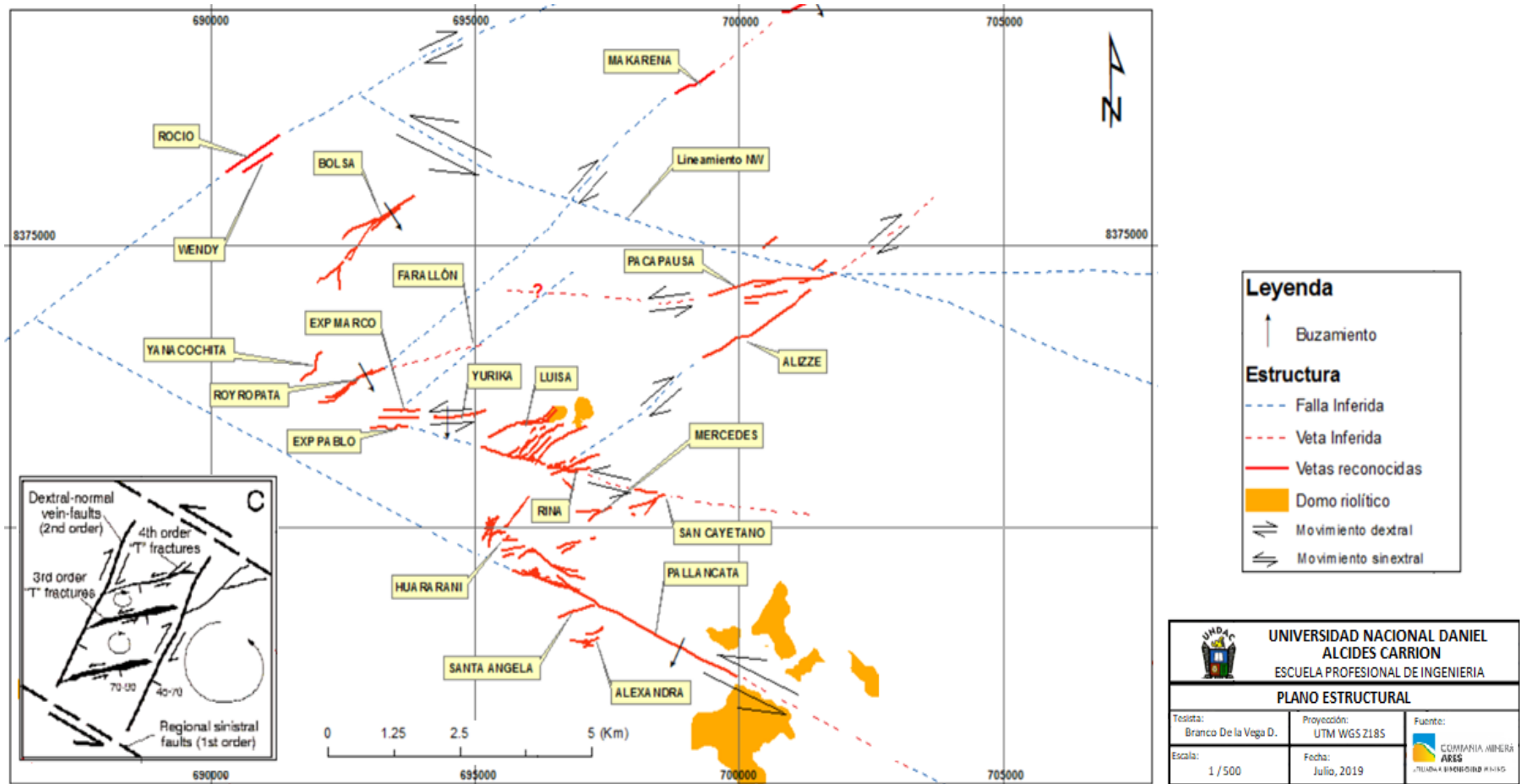


FIGURA N° 3: Modelo de Riedel Sinextral – Pallancata.



PLANO N° 2: Esquema estructural de las principales vetas y lineamientos estructurales de la zona Pallancata (tomada de Informe geológico Pallancata – Yanacochita, 2016)

2.2.5 Estructuras mineralizadas:

Sector Pallancata: Estructuras vetiformes de 0.80 a 5.00 m. de potencia, compuestas de cuarzo granular, cuarzo bandeado con presencia de sulfuros grises, manifestación de textura crustiforme y lattice texture en algunos casos con poco relleno de arcillas en fracturas. Se encuentra emplazado principalmente en secuencia piroclástica, volcanoclástica retrabajada con lentes de lava porfirítica-afanítica andesítica.

Sector Ranichico: Estructuras vetiformes ramaleadas y brechas de 0.80 a 3 m de potencia, compuestas de cuarzo granular medio-fino con venillas y diseminación de platas rojas principalmente. Se encuentra emplazado en secuencia piroclástica y volcanoclástica retrabajada.

Sector Yanacochita - Farallón: La veta Explorador Pablo que tiene una potencia que puede localmente alcanzar hasta 25.0 metros, en promedio aproximadamente 8.0 m, con una extensión reconocida de 1.0 km; a profundidad se observa mineralización metálica, donde se observa sulfosales de plata típicos de la zona tales como proustita y pirargirita (platas rojas) y también minerales de la serie pearceíta-polibasita (platas grises), es muy común la presencia de esfalerita verde-amarillo claro a blanca de tipo blenda rubia, calcopirita y localmente galena. Esta mineralización puede encontrarse diseminada en puntos, cristalizada en oquedades de cuarzo y también en bandas negras de tipo ginguro, este último típico de zona de ebullición.

2.2.6 Alteraciones:

Las alteraciones hidrotermales en Pallancata se presentan en forma de halos restringidos a las zonas de la veta, teniendo hacia el contacto con la estructura de cuarzo masivo un primer halo en el que se observa silicificación intensa con cuarzo de grano fino reemplazando al encajante, además sericita alterando a los feldespatos presentes en la roca a manera de finas venillas, menor clorita e illita y fuerte disseminación de pirita, este halo puede alcanzar espesores de hasta 50m, este halo se caracteriza también por presentar finas venillas irregulares de sílice cristalina, en ocasiones con halos de illita.

Alejándose de la estructura se tiene gradualmente un segundo halo de alteración, alcanzando también algunas decenas de metros de espesor y consiste principalmente en illita más esmectita, los que dan una coloración verdosa a la roca, también es frecuente encontrar pirita disseminada, pero en rocas con abundantes pómez, suele concentrarse en ellos formando buenos cristales.

Finalmente se tiene un halo más amplio con una alteración propilítica típica, las rocas presentan una fuerte coloración verdosa (especialmente volcanoclásticos), están alterados a clorita, calcita y con disseminación de pirita. La calcita se encuentra tanto en la matriz de la roca, como en venillas que alcanzan algunos centímetros de espesor.

2.2.7 Mineralogía:

La mineralogía en Pallancata lo conforman tanto minerales de mena y como minerales de ganga, los minerales de mena o primarios están constituidos por proustita, pirargirita, calcopirita, galena,

esfalerita, arsenopirita, electrum, mientras que los minerales de ganga o secundarios están conformados por cuarzo, pirita, pirrotita, calcita, sericita, illita, esmectita.

Adicional a éstos están los minerales supérgenos que están constituidos fundamentalmente por hematita y limonita. Son óxidos que ocurren generalmente en fracturas y fallas hasta una profundidad de 170 metros presentando gohetita, hematita y óxidos de manganeso.

La hematita es un óxido de fierro, es de color rojo oscuro, de brillo metálico a opaco y mate, la limonita está constituida por óxido de Fierro, siendo su color característico los colores negro, marrón, amarillo, naranja, es de brillo mate, raya marrón.

2.2.8 Yacimiento:

En la Figura 09 se puede ver que las características de los fluidos hidrotermales de las muestras estudiadas evolucionaron desde un ambiente mesotermal distal (muestra 1142961-2) con temperaturas entre ~420-340 y salinidades de 1.7 a 4.5% NaCleq hasta un ambiente epitermal con temperaturas entre 320-150°C y salinidades 3.1- 0.18% NaCleq. A partir de los minerales de mena reconocidos y su paragénesis general determinada py-ef-gn-cp-per-plb-prt-prg-agt-el, así como las gangas y texturas de cuarzo reconocidas se puede concluir que se trata de un depósito epitermal de baja.

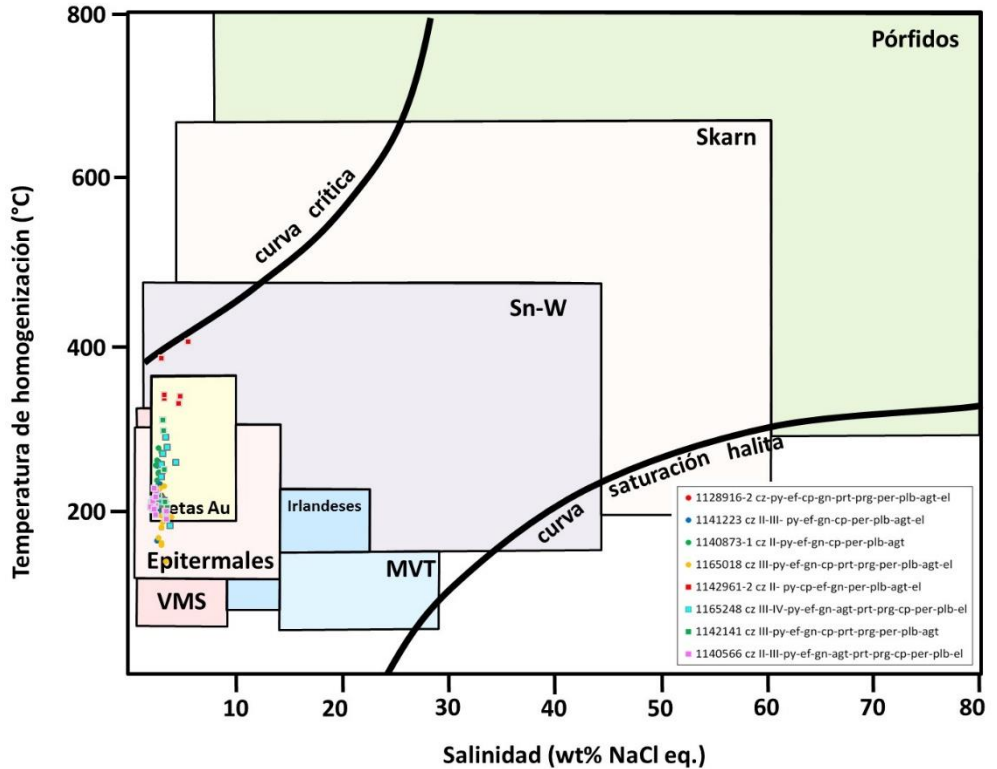


FIGURA N° 4: Relación de la Salinidad Vs Temperatura de homogenización con el tipo de yacimiento (Tomado de Wilkinson, 2001, y adaptada para el yacimiento de Pallancata).

2.2.9 Geoestadística:

La geoestadística como ciencia aplicada responde necesidades prácticas y concretas, y en los últimos años ha sido usada casi exclusivamente al campo geológico – minero para estimar y caracterizar recursos y reservas minerales. Lógicamente para la aplicación del Ore Control en la que realizamos cubriciones y estimaciones de ley a escala local la geoestadística es una herramienta muy importante.

2.2.9.1 Concepto de Geoestadística

La Geoestadística se define como la aplicación de la Teoría de Funciones Aleatorias al reconocimiento y estimación de fenómenos

naturales (Journel y Huijbregts, 1978), o simplemente, el estudio de las variables numéricas distribuidas en el espacio (Chauvet, 1994). Su punto de partida es asumir una intuición topo-probabilista. Los fenómenos distribuidos en el espacio, la mineralización en un yacimiento mineral, por ejemplo, presenta un carácter mixto, un comportamiento caótico o aleatorio a escala local, pero a la vez estructural a gran escala.

Para el caso geológico minero, la información inicial para realizar el cálculo de reservas es el resultado del análisis de los testigos de perforación, o muestras de afloramiento, o muestras de canales en labores mineras, que como una variable aleatoria puede tomar cualquier valor dentro de un rango determinado (para el caso de la veta Explorador Pablo en Pallancata, utilizaremos muestras de canales y sondajes diamantinos). Esta es la característica fundamental que distingue a este tipo de variable, además de su valor, una posición en el espacio, al que Matheron denominó Variable Aleatoria Regionalizada (Matheron, 1970).

2.2.9.2 Variable regionalizada y función aleatoria

Una definición simple de variable regionalizada es una función matemática que representa una continuidad de algún elemento en espacio

Las características principales de las variables regionalizadas son que tienen gran variabilidad local, y presentan una “estructura” o tendencia a mayor escala.

Ejemplos de variables regionalizadas para el caso geológico minero (y Ore Control):

- Leyes de Au, Ag, Cu (CuT, CuSAc, CuSCN), Fe, As, etc.
- Potencia de una veta o manto
- Contenido mineralógico (% qz, ser, ARCs, cac, bt, Cpy, Py, etc.)
- % de elementos u óxidos (Si, Ti, K, CaO, MgO, Fe₂O₃, etc.)
- Recuperación de Au, de Cu, etc.

2.2.9.3 Análisis estructural

Consiste en estimar o modelar la función de co-varianzas o semi-varianzas a través de la caracterización de la estructura espacial.

Díaz, M. (2002), menciona que análisis estructural consiste en estimar una función que refleje la correlación espacial de la variable regionalizada a partir de la adopción razonada de la hipótesis más adecuada acerca de su variabilidad.

2.2.9.4 El variograma (o semivariograma):

Es la herramienta central de la geoestadística. que permite analizar el comportamiento espacial de una variable sobre un área definida, obteniendo como resultado un variograma experimental que refleja

la distancia máxima y la forma en que un punto tiene influencia sobre otro punto a diferentes distancias.

El resultado de este análisis no puede ser aplicado directamente en los diferentes métodos de interpolación que lo ocupan como información base, es por esto que una vez calculado el variograma experimental, debe ser realizado un modelo matemático que modele de la mejor forma posible al variograma experimental, el cual es conocido como variograma teórico. (Díaz, M. 2002).

Características para elegir un buen variograma:

1. El número de pares
2. La suavidad de la curva debe ser suave
3. Los datos deben acercarse al modelo matemático

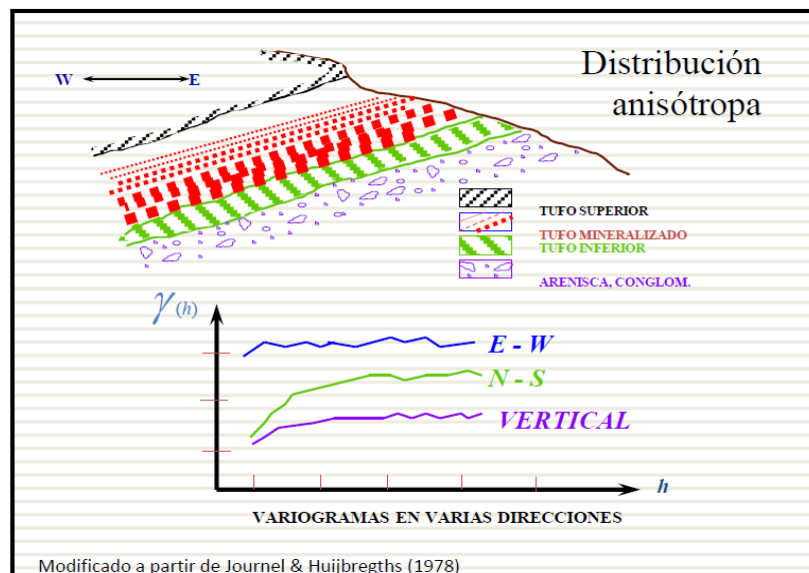


FIGURA N° 5: Variogramas en varias direcciones: distribución anisotrópica (tomada de Canchanya)

2.2.10 Geometalurgia:

Según Marchese, A (2007), la geometalurgia se define como la clasificación de los minerales de acuerdo con su comportamiento frente a un proceso metalúrgico definido.

Indica también que los alcances de la planificación geometalúrgica son amplios y de alto valor como instrumento de gestión minera durante las etapas de exploración previa a la formulación del proyecto, durante la explotación del yacimiento o como base del diseño de planta del proceso metalúrgico seleccionado según el tipo de mineral.

Por ello, recomienda utilizar al máximo la información con fines de maximizar el retorno económico en los procesos de concentración del mineral, poniendo énfasis en diferenciar el grado de liberación, las condiciones de tratamiento en flotación, etc.

La geometalurgia es una disciplina que asocia al valor de los recursos minerales información y conceptos geológicos, mineros y metalúrgicos de manera de maximizar el valor económico de yacimiento durante la factibilidad y la operación. Este análisis multidisciplinario incorpora variables como:

- Dureza
- Liberación del mineral
- Especies Minerales presentes y leyes asociadas
- Texturas
- Tamaño de grano
- Curvas de tamaño y su distribución

- Contaminantes del concentrado que se penalizan al vender el concentrado
- Recuperación mineral
- Fragmentación
- Consumo de reactivos

2.2.10.1 Planificación Geometalúrgica de la exploración

La geometalurgia es determinante para minimizar el grado de error por ejemplo del cálculo de reservas o la recuperación de los minerales valiosos.

Una correcta elección de metodología para el tratamiento de los minerales tiene que considerar aspectos como flotabilidad del mineral, rendimiento de disolución con solventes, consumo de reactivos de procesos, y otros tantos datos que se obtendrán desde la planificación metalúrgica en la etapa de exploración. (Marchese, A. 2007)

Por ello la importancia de obtener buena cantidad de muestras de mineral y de roca y con la mayor calidad en la etapa de exploración (En Hochschild, se tiene una política para la obtención de dichas muestras).

Luego con la información obtenida (con sondajes diamantinos) se generan planos en planta y sección con zonas diferenciadas por recuperación geometalúrgica y por contenido mineralógico (arcillas, sulfuros, óxidos, etc.).

Por tal motivo, es muy importante también caracterizar adecuadamente la mineralogía, a través de estudios minerografía de minerales y de análisis químico, ya que a partir de esta información se determinará procesos de tratamiento tal vez diferenciados por tipo de mineral.

Para realizar y controlar mencionados trabajos el profesional debe ser correctamente capacitado y debe tener amplia experiencia, porque a parte de conocer la mineralogía del yacimiento (geología) y los procesos metalúrgicos también debe conocer aspectos como condiciones de mercado, limitaciones ambientales de los procesos, las condiciones geográficas, etc. son tan indispensables que, sin ellas, será difícil elegir el proceso metalúrgico que trabaje en condiciones técnico y económicamente ventajosas. (Marchese, A. 2007)

2.2.10.2 Planificación Geometalúrgica en la explotación

Luego de la exploración se realiza la planificación geometalúrgica en la etapa de explotación u operación, claro que los objetivos serán un poco diferentes,

Para este proceso.

Los modelos de planificación geometalúrgica para la explotación deben considerar características geológicas, mineralógicas, condiciones de extracción de mina, y parámetros metalúrgicos que se deben usar en un planeamiento minero. (Alfaro, E. 2008)

Toda esta información debe conllevar a trasladar el material a la planta para su tratamiento metalúrgico rentable.

Para el caso de nuestra mina Pallancata las características de las unidades geometalúrgicas (UGM) se definen para el ore, la ganga y la roca de caja. En la cual se identificaron las siguientes zonas: 1) Zona oxidada (parte superior) 2) Zona de arcillas (parte intermedia) 3) Zona de sulfuros (parte inferior). Y luego se establecieron conjuntos representativos de cada uno de los sectores en las cuales se estimaron porcentajes de óxidos, arcillas y sulfuros que se ponderan mediante comparadores visuales de densidad.

Estimación de porcentajes en Pallancata:

$\% \text{Oxidos} = \% \text{hematita} + \% \text{jarosita} + \% \text{gohetita}$

$\% \text{Arcillas} = \% \text{illita}$ (ya que resulta según los análisis mineralógicos y de alteraciones, la de mayor abundancia en la zona)

$\% \text{Sulfuros} = \% \text{Py} + \% \text{Gal} + \% \text{Sph} + \% \text{SN}$

$\% \text{Carbonatos} = \% \text{calcita}$

Estos datos son llevados al diagrama de flujo correspondiente (ore, veta o caja) y clasificándolos por litologías, minerales, alteración, para posteriormente analizar la recuperación de mineral y evaluar que lote de concentrados aporta mayor valor.

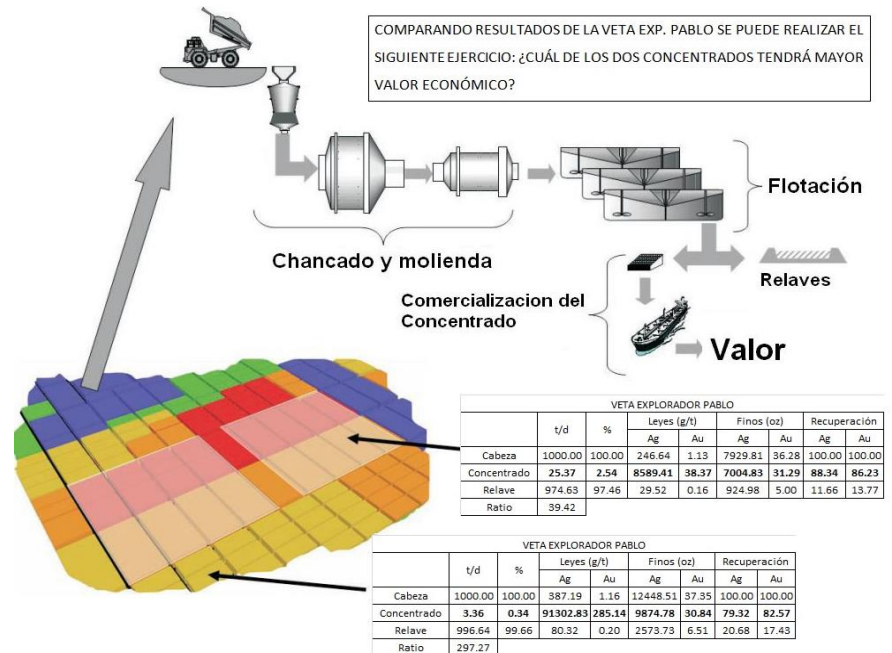


FIGURA N° 6: (Tomado de ALFARO, E. 2008): Planeación geometalúrgica en explotación de veta Exp Pablo. Elaboración propia

2.2.10.3 Caracterización de muestras Geometalúrgicas

Existen protocolos de muestreo ya establecidos que constituyen información de base para normalizar y asegurar la calidad de la experimentación, (Alfaro, E. 2008), aunque ciertos autores consideran que los protocolos actuales son insuficientes, especialmente en el área de extracción de muestras, por lo que es necesario dar un especial énfasis a estos aspectos.

a) Manejo y selección de muestras

El aspecto más importante de un programa geometalúrgico es la selección de muestras. Esto necesita una rigurosa planificación y debe combinar la experiencia de los geólogos, metalurgistas y

consultores, quienes tienen en conjunto el conocimiento metalúrgico para alcanzar los requerimientos del programa.

- Las muestras individuales no sirven para el propósito de desarrollo preliminar de flowsheets y a menudo resulta en la ejecución de pruebas inútiles.

- Un compósito bulk puede también ser una “trampa”, ya que pueden “enmascarar” una zona particular con problemas metalúrgicos. Cabe agregar, que la mineralogía y/o ley de cabeza no son los únicos criterios para definir las muestras compósito para pruebas metalúrgicas. Por ejemplo:

- El tipo de roca o tipo de alteración tendrán efecto en la moliendabilidad, generalmente más que en la mineralogía.

- La alteración de los minerales puede influenciar en la performance metalúrgica. Por ejemplo, el efecto de la arcilla en la lixiviación (problemas de percolación, consumo de ácido, etc.) o el efecto de la arcilla en la flotación (problemas de selectividad, limitaciones molienda/remolienda, etc).

b) Mapeo metalúrgico o geometalúrgico

Un programa de mapeo metalúrgico es importante, pero no hay que tratar de ejecutarlo anticipadamente en un programa de pruebas. Sus características más notables son:

- Es fundamental para estudios de prefactibilidad y factibilidad.

- Proporcionan información en la “sensibilidad” del flowsheet a la variabilidad del mineral.
- Puede conducir a una fase posterior en la optimización del diseño del flowsheet.
- Proporcionan “confianza” a la financiabilidad del proyecto.
- Proporcionan información fundamental para la producción/proyecciones económicas (1 año, 5 años, producción, etc.)

2.2.11 Métodos de explotación minera para yacimientos vetiformes:

En la unidad minera Pallancata se tuvieron varias etapas de explotación que dependieron fuertemente de las potencias de las vetas las cuáles se pasó de vetas anchas a vetas angostas y nuevamente a anchas, y para las cuales se fueron cambiando los métodos de minado progresivamente. Para las vetas angostas se aplicó (y aún se aplica en determinada zona), el método de corte y relleno ascendente con sus variantes Realce y Breasting, y para las vetas anchas (tal es el caso de la veta Explorador Pablo), se aplica el método de Sublevel Stopping o Tajeo por subniveles con Taladros Largos.

Mencionaremos los dos métodos, pero se pondrá más énfasis en los Taladros Largos, ya que es el método para el cual se aplicará la metodología del Ore Control.

2.2.11.1 Corte y relleno ascendente (para vetas angostas):

Se utiliza por el sistema convencional o mecanizado. Este método es seguro, muy productivo y se puede aplicar en ciclos largos. Se puede aplicar a estructuras mineralizadas con diferentes características geológicas y geométricas. Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes de la abertura, y en algunos casos especiales el techo. La recuperación del mineral es bastante buena. La dilución en teoría es poca (menor a 20%). Se evita estableciendo una separación artificial entre el mineral y el relleno.

Ciclo de producción:

Es importante que en este método de explotación organizar el trabajo en los caserones de tal modo que no se produzcan atrasos por la colocación del relleno, factor que influye considerablemente en las posibilidades de producción de un determinado caserón.

Es evidente, entonces, que, para tiempo, se deberá empezar el arranque desde las chimeneas de relleno hacia el centro del caserón, de manera que una vez evacuado el mineral arrancado sea posible rellenar inmediatamente esa parte del caserón.

En caso de no existir mecanización tanto la extracción del mineral como la colocación del relleno es lenta, por lo cual no hay problemas con su abastecimiento. Ahora si existe mecanización, la distancia entre las bujías de evacuación del mineral es mayor y por lo tanto el volumen que se ocupará para el relleno será también mayor.

Características generales del método

a) Posibilidades de aplicación: Este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde las cajas no son seguras y las características mecánicas de la roca no son satisfactorias. Como se trabaja con una altura máxima equivalente a la altura de dos tajadas (2.5 – 3 m.) es posible controlar mediante apornado o acuñadura cualquier indicio de derrumbe.

b) Seguridad: Este método ofrece bastante seguridad en todo a lo que refiere al obrero contra desprendimiento de roca ya sea del techo o las paredes.

c) Recuperación: En general es bastante buena, siempre que se tome la precaución de evitar pérdidas de mineral en el relleno. Cabe agregar, que éste método permite seguir cualquier irregularidad de la mineralización.

d) Dilución de la ley: Puede existir una pequeña dilución de la ley en el momento de cargar los últimos restos de mineral arrancado

que quede en contacto con el relleno. Esto se puede evitar estableciendo una separación artificial entre el mineral y el relleno, solución que en casos excepcionales (mineral de gran ley) resulta antieconómico. Entonces se debe aceptar que algo de mineral se mezcle con el relleno.

e) Rendimientos: Sus rendimientos se pueden considerar satisfactorios.

En caserones sin mecanización, se alcanza normalmente rendimientos del orden 4-8 ton/hombre, según el ancho del caserón. En caserones mecanizados, este rendimiento es duplicado, es decir se alcanza una cifra decente del orden de 14 ton/hombre, sin tomar en cuenta el abastecimiento del relleno. Si se trata de relleno hidráulico, con caserones mecanizados, se obtienen rendimientos netamente superiores.

Ventajas

La recuperación es cercana al 100%.

Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.

Es un método seguro.

Puede alcanzar un alto grado de mecanización.

Se adecua a yacimientos con propiedades físico-mecánicas incompetentes.

Desventajas

Costo de explotación elevado.

Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.

Consumo elevado de materiales de fortificación.

Variantes del método: Breasting

Se podría decir que es una variante del método corte y relleno ascendente que para este caso tiene una perforación horizontal, que también puede ser utilizado en sistema convencional o mecanizado. El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, cuando toda la tajada a sido disparada, el volumen extraído es rellenado con un material estéril para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma mientras la próxima rebanada sea minada. El material de relleno puede ser una roca estéril proveniente de las labores de desarrollo en la mina. El minado de corte y relleno es en forma de tajadas horizontales comenzando del fondo y avanzando hacia arriba. La desventaja principal de este método es la alta dilución, que sobrepasa el 50 % en algunos casos.

Resumen del Método

1. Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	>3m
Buzamiento	>30°	>60°1

Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
2. Aspectos Geotécnico	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	>30 MPa	>50 MPa
Resistencia (Mena)	s/profundidad	>50 MPa
Fracturación (Techo)	Alta-media	Media-Baja
Fracturación (Mena)	Media-Baja	Baja
Campo Tensional In-situ (Profundidad)	Cualquiera	<1000 m
Comportamiento Tenso- Deformacional	Elastico	Elastico
3. Aspectos Económicos	Aceptable	Optimo
Valor Unitario de la Mena	Media-Alto	Alto
Productividad y ritmo de explotación	Media-Baja	NA

CUADRO N° 1: Resumen método de minado: corte y relleno ascendente.

2.2.11.2 Explotación transversal con Taladros Largos - Sarc

Existen muchos autores que consideran que el tajeo por subniveles con taladros largos es un método de minado de alta producción que se aplica a cuerpos o vetas anchas (tal es el caso de la veta Pablo), con buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen cajas y mineral competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad. Este método involucra una fuerte inversión inicial en la etapa de preparación,

aunque este costo se compensa porque gran parte de la preparación se ejecuta en mineral. Este método incurre en teoría en diluciones bajas, en el rango de 0 a 20 %.

Misari, (1998, p.56). lo define como el procedimiento de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo y consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros paralelos y radial, posteriormente quedando vacío el tajeo después de la explotación.

Por teoría, la preparación de este método contempla galerías de perforación, galerías de base o Undercart y el transporte para la evacuación del mineral arrancado y chimeneas VCR para generar una cara libre. La perforación se realiza con taladros largos radial, utilizando taladros que van entre 15 -25 mts. hacia arriba y que abarcan 40 - 60 metros hacia abajo que son taladros DTH, con ello se ha conseguido además alcanzar rendimientos de 40 a 60 metros, perforando con máquinas pesadas o semipesadas lo cual aumenta los niveles de perforación.

El transporte y evacuación del mineral se realiza desde la galería Undercart, es decir una zanja recolectora que recibe el mineral arrancado que cae por gravedad a este lugar.

Los Scoop ingresan por los cruceros que tienen una inclinación con respecto al eje de la Galería de Transporte (G.T.), el mineral es transportado a través de la G.T. a los piques de traspaso y de allí al nivel de carguío y transporte. El campo de aplicación de este método

varía para cuerpos macizos o vetas estrechas, las características de mecánica de roca deben ser buenas, poseer cajas y techos firmes y estables. La calidad del mineral debe ser competente y su ángulo de buzamiento mayor a 60°, generalmente se aplica en yacimientos verticales y que tengan formas y dimensiones regulares. A lo que a costos se refiere, es económico aplicándose muchas variantes para este método lo que se hace muy productivo. La altura del tajeo de arranque no tiene limitaciones teóricas, deben amoldarse más bien a las condiciones del yacimiento. Conviene en la mayoría de los casos abarcar toda la altura de la mineralización a fin de limitar el número de galerías bases de extracción a una sola en lugar de varias. En cuanto al ancho del tajeo, conviene en general en caso de vetas potentes o de mantos de fuerte pendiente, abarcar todo el espesor de la mineralización. Si se trata de cuerpos masivos se pueden crear varios tajeos separados por zonas estériles o pilares mineralizados que podrían ser recuperados con posterioridad utilizando el mismo método. (Gamero, D. 2014)

Carguío del mineral:

El mineral arrancado cae por gravedad y es recolectado por embudos o por la zanja creadas con tal objeto, abarcando toda la base del tajeo. En el caso de tener una zanja, ésta progresa en el mismo sentido y a la velocidad que la explotación continúa. Por el contrario, si se trata de embudos, estos deben prepararse con anticipación y sus dimensiones van a depender del ancho del tajeo. Existen varias

posibilidades para cargar el mineral a partir de la base de los embudos o subniveles:

a) Buzones de tipo Malmberget:

Consiste en colocar buzones que cargan el mineral directamente a carros de ferrocarril. Por ejemplo, se necesitan eso sí buzones especiales que permitan "cachorrear" los bolones dentro de ellos y cuyo precio influyen de manera importante en el costo del método de explotación. Otro inconveniente de este sistema es la pérdida de tiempo del equipo de transporte durante el cachorreo, lo que obliga a tener mayor número de convoyes y carros.

b) Combinación de parrillas y buzones: En este caso el mineral pasa por un nivel de parrillas antes de ser cargados por los buzones. Las separaciones entre los elementos de las parrillas van a depender de las dimensiones de la boca del buzón y del tamaño de los carros (en especial de la abertura de la compuerta). El rendimiento de una parrilla esta en relación directa con su abertura. Para que la parrilla trabaje de un modo correcto, el talud del mineral no debe ocupar más de un tercio de su superficie, de esta manera el material fino pasa directamente, y que los bolones sean retenidos sobre la parrilla misma donde pueden ser quebrados con mazos o con pequeñas cargas de explosivos. Es evidente que la colocación de parrillas significa agregar un punto de atochamiento adicional en el camino que sigue el mineral. Sin embargo, se

gana en rapidez de carguío en el nivel de transporte. Este sistema pierde gran parte de su ventaja si hay muchos buzones en producción al mismo tiempo

- c) Palas cargadoras o Scraper: La tendencia actual evoluciona hacia la supresión de las parrillas su escaso rendimiento, su alto costo de mantención cuando el tonelaje que pasa por ellas es grande y las dificultades que presenta la operación de destrancar el cuello de los embudos, hacen que se prefiera en la actualidad la caída del mineral a través de una zanja cargando el mineral con palas mecánicas o scrapers. La pala necesita más trabajos preparatorios (estocadas más largas), pero permite tener aberturas más grandes y además proporciona una mayor flexibilidad en el trabajo, puesto que puede ir separando los bolones para ser "cachorreados" con posterioridad.
- d) Actualmente debido a los grandes avances tecnológicos el equipo más usado es el Scoop; éste carga el material a través de los cruceros de extracción y traslada el mineral a los piques de traspaso, siendo posteriormente el mineral evacuado por camiones cargados por cargadores frontales.

Preparación:

Las labores de preparación comprenden: Los sub niveles con sus respectivas comunicaciones con el nivel base, los embudos o subniveles receptores y el primer corte para crear una cara libre.

Este corte de efectúa como si se tratara de explotar una veta estrecha por SLS. En cada sub nivel se corre una galería perpendicular al eje longitudinal y a todo ancho del futuro tajeo. Corresponden por lo tanto a los sub niveles de perforación en un SLS estrecho, una chimenea central une estas galerías que sirve a su vez de primer corte para este pequeño SLS. Este trabajo se efectúa simultáneamente con los sub niveles de perforación y con el nivel base.

SUB LEVEL CON GALERÍA CENTRAL:

El subnivel de scrapers, en el cual desembocan los embudos receptores de mineral. Todas las labores se ubican según un plano vertical en el centro del tajeo y tenían una sección de 2,5 x 2,5 metros. Los embudos desembocan en el subnivel de scrapers en parejas, uno frente al otro, a intervalos de 7 metros. Para construirlos se corría primero una chimenea inclinada a 50° hasta alcanzar 6 subniveles.

La creación de un primer corte se efectuaba a partir de un par de chimeneas ubicadas en uno de los extremos del block a explotar. En el otro extremo se habría de construir otra chimenea para permitir el acceso del personal y el abastecimiento de material para los subniveles. Entre los principales inconvenientes de este sistema podemos mencionar las siguientes:

Los taladros perforados a partir de una galería central deben vencer un empotramiento.

- El gran número de embudos que se necesitan preparar.
 - El escaso rendimiento del scraper debido a las frecuentes detenciones cada vez que se hace necesario "cachorrear".
- SUBNIVELES DOBLES Entre las ventajas de este sistema con respecto al anterior, se puede señalar:
- Se elimina el inconveniente del empotramiento en los límites laterales del tajeo.
 - El cachorreo se efectúa en gran parte sobre las parrillas.
 - La mayor dimensión de los embudos permite recibir bolones más grandes. Disminuyen los problemas de destranque. Sin embargo, ofrecía algunos inconvenientes
 - Mayores trabajos de preparación.
 - El espesor del puente aumenta de 6 a 14 metros (evidentemente este se recupera durante la explotación del nivel inferior)
 - El mayor tonelaje que es necesario evacuar por cada embudo (18000 tons en lugar de 4250) provocaba un desgaste excesivo de ellos, especialmente en los puntos P.
 - La mala fragmentación se traducía en un constante "cachorreo" con el consiguiente problema de mantención de las parrillas.

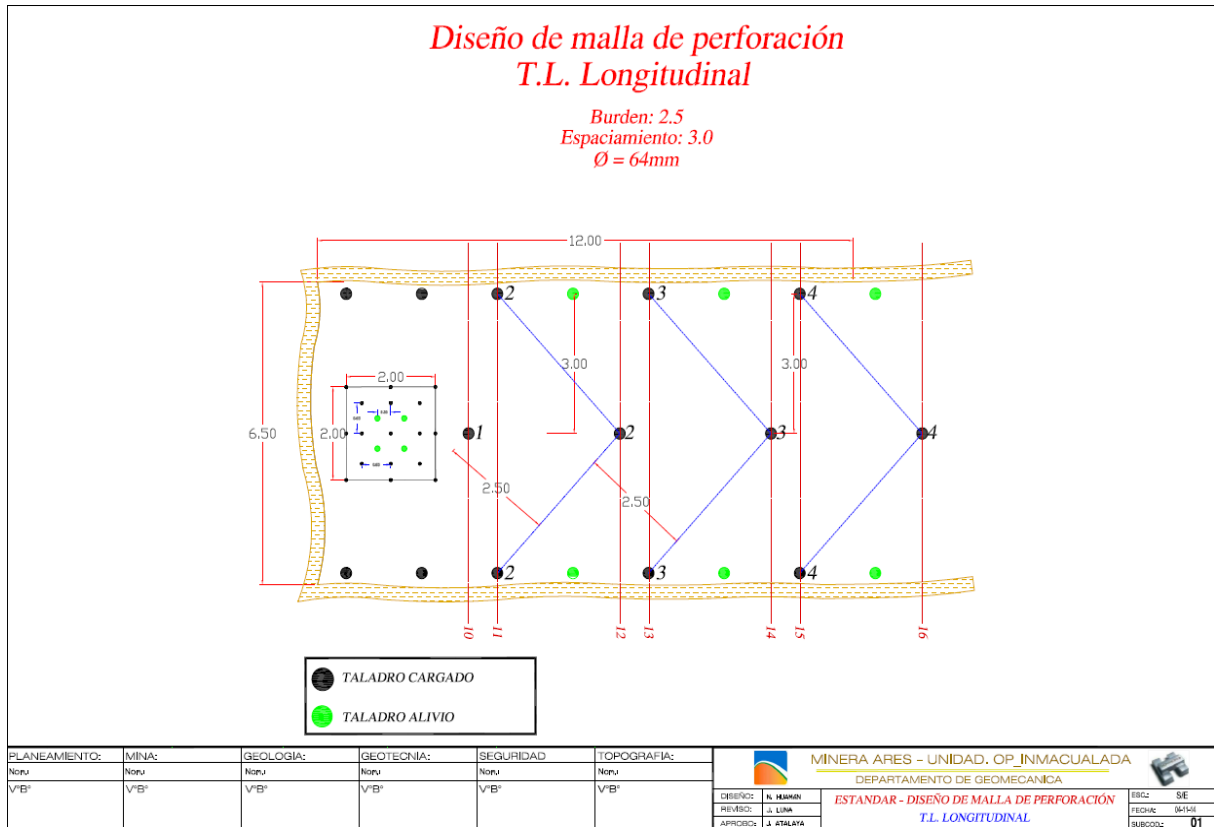


FIGURA N° 7: Diseño de malla de perforación de Taladros Largos

2.3 Definición de términos

Es importante tener claro los conceptos de algunos términos, para una mayor comprensión de la investigación:

2.3.1 Veta:

Se define como “veta” a una masa tabular de materia mineral, depositada en fisuras, grietas o hendiduras, de un cuerpo rocoso de composición distinta al cuerpo en la que está albergada. Las vetas son el resultado de la precipitación

gradual de iones metálicos a partir de soluciones hidrotermales en cantidades que la pueden hacer económicas o no.

2.3.2 Ore:

“ORE” es el segmento de la veta que por su contenido metálico es económico, definido a partir del Cut Off o ley de corte, cuando la mineralización es económica en toda la veta entonces se la considerara como ORE en su totalidad.

2.3.3 Diferencia entre veta y ore:

Veta es un término geológico y define a una estructura tabular. Ore es un término más económico que no necesariamente coincide con la potencia de la veta. Este puede ser menor que la veta (cuando la concentración de los metales se concentra en una potencia menor), o mayor (cuando los metales se concentran aun sobrepasando la potencia de la veta y puede incluir diseminación en la caja, venillas Split que salen de la veta principal o incluso fallas)

2.3.4 Dilución:

Minera Hochild mining define como dilucion al cociente del volumen de material por debajo del cutoff marginal (material submarginal y desmonte) y el volumen del Ore.

Para calcular el volumen del material por debajo del cutt off marginal se hace la diferencia entre el volumen de la excavación del material que contiene al Ore que es calculado por topografía menos el volumen del ore que es calculado por modelamiento, la dilucion se mide solo para el material que va a la chancadora (ore, marginal, submarginal, esteril) un cálculo que explica el uso de esta definición es muy sencillo.

DILUCIÓN PRIMARIA:

Es aquella dilución inherente al método de explotación usado; puede considerarse una dilución planificada.

DILUCIÓN SECUNDARIA:

Es aquella dilución que involucra material fuera de las dimensiones de la unidad de explotación; dilución no planificada. Esta dilución está definida principalmente por las condiciones geotécnicas del macizo rocoso y su control se realiza asumiendo buenas prácticas operacionales (perforación y voladura)

2.3.5 Desquinche:

Es descostrar las partes del ore que quedan despues de minar el tajo, este material puede ser ore o mineral marginal, si este material resulta submarginal o esteril y es trasladado a la planta es dilucion. Los descquinches se deberian considerar en las estimaciones siempre y cuando el valor sea igual o mayor al Cut off marginal que se define con el muestreo y los valores deben ser cargados al modelo y deben ser modelados.

2.3.6 Mineral marginal, Submarginal, Esteril

Mineral Marginal es el que paga los costos de mina y planta

Mineral Submarginal es el que paga los costos de mina

Mineral Submarginal y estéril son dilución

2.3.7 Desmante:

Son acumulaciones de rocas estériles o con concentraciones subeconómicas de minerales, que podrían ser susceptibles de tratamiento futuro a través de métodos complementarios. Es muy importante asegurarse de que el sitio de depósito de los desmontes no contenga mineralizaciones que obliguen a su posterior remoción.

2.3.8 Valor de punto:

El valor de punto es el valor que le damos al mineral basado en las cotizaciones, recuperación, podemos definirlo como el Valor de venta del mineral in situ, uno se denomina de corto plazo y otro de largo plazo dependiendo de la cotización del oro y la plata que utilizemos

2.3.9 Cut off:

O también conocida como ley de corte. Es la ley mínima explotable, determinada con el propósito de clasificar los minerales en económicos en económicos y no económicos por un período de tiempo determinado. Desde

el concepto económico es el punto de equilibrio en donde el valor de la producción es igual a los costos totales.

2.3.10 Costos:

Beneficios sacrificados para adquirir bienes y servicios el valor del sacrificio hecho para adquirir bienes o servicios.

Costos operativos o de producción mina:

Definidos como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos.

Costos directos:

Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumas, equipos.

Costos indirectos:

Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.

2.3.11 Ganga:

Minerales constituyentes de la mineralización de un yacimiento que no tienen interés económico para quienes explotan el yacimiento. Generalmente el

término se utiliza para silicatos o minerales no metálicos, como la calcita. Los minerales de ganga de una explotación pueden llegar a adquirir valor económico, por ejemplo, la baritina (= barita) de una explotación de plata. Esto depende del precio que alcancen, de la existencia de un poder de compra local, de las inversiones requeridas para su concentración, etc.

2.3.12 Estéril:

Material que no contiene concentraciones económicas ni sub-económicas de los metales que son objeto de la explotación (aunque podrían tener un valor posterior, por ejemplo, por un mineral de ganga recuperable).

2.3.13 Blending:

Es un proceso importante dentro de la alimentación de minerales a la planta de beneficio, ya que permite una mezcla de minerales tanto por la calidad (ley) como su recuperación geometalúrgica para mantener una ley y recuperación continua de acuerdo a los objetivos requeridos.

2.3.14 Flotación

En general el término designa cualquier proceso de concentración o purificación de un mineral (en sentido amplio) que se realiza aprovechando su menor densidad o bien su capacidad para adherirse a una burbuja de aire. El primer caso corresponde, por ejemplo, a la flotación de carbón mineral para eliminar algunas impurezas. El segundo procedimiento es de gran uso en el

tratamiento de minerales sulfurados. Consiste en la molienda fina de la mena, seguida de la separación de los sulfuros de la ganga mediante la adherencia de los primeros a burbujas de aire, lograda con la ayuda de sustancias surfactantes (espumantes y colectores).

2.4 Formulación de la Hipótesis:

2.4.1 Hipótesis general:

La aplicación correcta de los procesos involucrados en la metodología Ore Control, tales como: construcción y entrega de modelos de recursos (ore) en tiempo real con información reciente, delimitación y zoneamiento oportuno del Ore en interior mina, recuperación óptima de las reservas de mineral en mina, entre otros; contribuyen en gran medida a optimizar los tiempos netamente operativos, repercutiendo en mayor productividad, y asimismo reducen considerablemente los costos de producción.

2.4.2 Hipótesis específicas:

- Permite establecer lineamientos concretos para controlar y fiscalizar el movimiento de mineral desde su extracción en mina hasta su tratamiento en planta.
- El Ore Control sistematizado es replicable en las diferentes minas con extracción subterránea de diferentes metales.

2.5 Identificación de las variables

2.5.1 Variable independiente

- Sistematización de los procesos de Ore Control

2.5.2 Variable dependiente

- Optimización de los tiempos de minado y reducción de costos de producción

2.6 Definición operacional de variables e indicadores

Variable independiente

Sistematización de los procesos de Ore Control

- **Dimensión**

Delimitación de contactos geológicos económicos

- **Indicador**

Modelos de Ore, información geológica oportuna

Variable dependiente

Optimización de los tiempos de minado y reducción de costos de producción

- **Dimensión**

Eficiencia en productividad

- **Indicador**

Reducción de costos

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1 Tipo de investigación

La investigación se desarrollará dentro de un marco descriptivo, ya que detallaremos los procesos que se aplican en todas etapas del Ore Control en la mina Pallancata, asimismo iremos generando modelos y procedimientos generales de Ore Control para su estandarización y aplicación en otras unidades y/o minas de operación subterránea.

3.2 Métodos de investigación

Método descriptivo

3.3 Población de muestra

Debido a que la base fundamental del Ore Control son las muestras de mineral (tanto muestras de mina como de sondajes), se tomará en cuenta lo siguiente:

Población: Muestreo de 5 cruceros paralelos (paneles) del Nivel 4322 – Zona Pablo

- 375 muestras de hastiales
- 180 muestras de sondajes

3.4 Diseño de la investigación

El diseño de esta investigación está basado en la descripción detallada de los procesos a seguir en la metodología de Ore Control para las vetas anchas.

3.5 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Los datos principalmente se van a obtener de los resultados de los ensayos químicos. Para ello las técnicas que se usarán para la recolección de muestras son las siguientes:

- **Muestreo sistemático de canales:** Se usarán 2 tipos de muestreo:
 - Muestreo en frente: Se realizará en el frente a 1 mt. de altura respecto al piso, cuyo ancho mínimo de muestreo es de 0.30 mts. Y máximo de 0.8 mts.

- Muestreo en corona: Se realizará para labores con sostenimiento de perno y malla. Se usará la ayuda del equipo que levanta carga (TeleHander o Manitou), se muestreará cada 2 mts. Si es labor de avance (galerías y subniveles) y cada 3 mts. si es labor en tajo (breasting, realces descajados, etc.).

- **Muestreo de sondajes diamantinos (sondajes ore control):** Se realiza en toda la longitud del sondaje OC, y a la totalidad del testigo en línea NQ.

- **Muestreo geometalúrgico:** Las muestras se tomarán veta-caja, dividida en 3 etapas: exploración, desarrollo y producción.
 - En la etapa de la exploración se muestrearán los sondeos para lo cual el geólogo de exploraciones definirá la zonificación de las unidades geometalúrgicas (UGM) a partir del logueo. Luego se recolectará el rechazo grueso de los sondajes por UGM
 - En la etapa de desarrollo o explotación, el geólogo de mina definirá la ubicación de los canales para el muestreo geometalúrgico de acuerdo a la zonificación de la UGM. Luego se extraerán las muestras de cada unidad verificando que sean representativas y estén libres de contaminación. Se realiza extrayendo una porción de muestras cada 3 m. y se composita al llegar a los 50 m. de longitud.

3.6 Técnicas de procesamiento y análisis de datos

El procesamiento de datos se realizará con los resultados del análisis químico de las muestras, que después de ser recepcionadas del laboratorio se verificará su validez mediante el QA/QC para asegurar que la información que se genere tenga un nivel de confianza alto.

Para el análisis de los datos se utilizarán formatos de QA/QC con diferentes diagramas de monitoreo y límites de tolerancia para identificar valores anómalos y tomar acciones necesarias y corregir el problema.

Para los programas de muestreos para cubicación (interior mina) se incluye aproximadamente un 20% de material de control QA/QC.

TIPO DE MUESTRA	FRECUENCIA	ENCARGADO	LUGAR
Re-muestreo (1/4 testigo)	1/20	Geólogo	Proyecto
Blanco Grueso	1/20	Geólogo	Proyecto
Blanco Grueso(#10)	1/20	QAQC encargado	Laboratorio* ₁
Duplicado fino (pulpa, #200)	1/20	QAQC encargado	Laboratorio* ₁
Estándar Bajo	Alternando 1/20	Geólogo	Proyecto* ₂
Estándar Medio	Alternando 1/20	Geólogo	Proyecto* ₂
Estándar Alto	Alternando 1/20	Geólogo	Proyecto* ₂
Muestra de chequeo	1/20	QAQC encargado	Laboratorio*

FIGURA N° 8: Rutina de intercalación de material QA/QC para programas de Cubicación (interior mina). *1) Se solicitará al laboratorio que reporte los duplicados gruesos (chancados, #10) y los duplicados finos (pulpas, #200) que están insertando dentro de su esquema interno. Los duplicados deben ser siempre de la muestra subsiguiente. *2) Se incluirá los estándares alternando cada 1/20. *3) Se mandan separaciones de la pulpa del laboratorio primario al laboratorio secundario. Tomada del estándar de QA/QC de la corporación: **SIG-EST-GEO04-10-00**

3.7 Tratamiento estadístico de datos

Una vez comprobado la validez de los datos se comprobará la homogeneidad de las leyes. Para esto realizaremos, con el software Excel, algunos estudios estadísticos

que involucren las siguientes variables: Número de muestras, valor mínimo y máximo, media, mediana, desviación estándar, coeficiente de variación, varianza y algunos gráficos como: histogramas, curvas Tonelaje/Ley, Q-Q plot y otros.

Luego realizaremos el acotamiento (que es la eliminar la distorsión de leyes altas en muestras que se encuentran distribuidas en forma aleatoria), de compósitos que variará de acuerdo a cada dominio del yacimiento.

Posteriormente, se realizarán estudios geoestadísticos, (análisis variográfico por cada dominio) para definir tendencias y obtener información de las distancias de búsqueda para utilizar en los procesos de interpolación. Los parámetros del modelo de variograma son: El efecto pepita, la meseta, el alcance, el tipo de variograma

3.8 Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

Para asegurar la integridad de los datos y que puedan ser usados para la estimación de recursos, y posterior planificación minera se utiliza en QAQC, el cual sigue los siguientes lineamientos.

3.8.1 Análisis y monitoreo de datos de material qa/qc

De acuerdo al procedimiento establecido para las unidades de Hochschild, (*SIG-EST-GEO04-10-00*) ante cualquier ensaye de material de QA/QC sobrepasando los límites de tolerancia establecidos, se reporta inmediatamente a la Jefatura SIG para buscar forma de reacción y corrección del problema. Este análisis de datos de ensayos del material QA/QC se realiza en tiempo real.

Los límites de tolerancia establecidos para pares de duplicados y blancos y para estándares son:

Material QA/QC Termino oficial	Sinónimo		Límite de tolerancia
Re-muestreo	Gemela	Diferencia del par dividido entre la media del par para los 90% de la población no deben pasar una variación de:	30%
Duplicado grueso	Duplicado grueso		20%
Duplicado fino	Duplicado fino (pulpa)		10%
Blancos gruesos			< 3x limite de detección
Estándares		Límite inferior Reacción cuando dos estándares seguidos pasan este limite	Mediano $\pm 2\sigma$ (Mediano ± 1 intervalo de confianza al 95%)
		Límite superior Reacción cuando un estándar sobrepasa este limite	Mediano $\pm 3\sigma$ (Mediano ± 2 intervalo de confianza al 99.7%)

FIGURA N° 9: Límites de tolerancia para material QA/QC establecido por HOCHSCHILD MINING PLC.

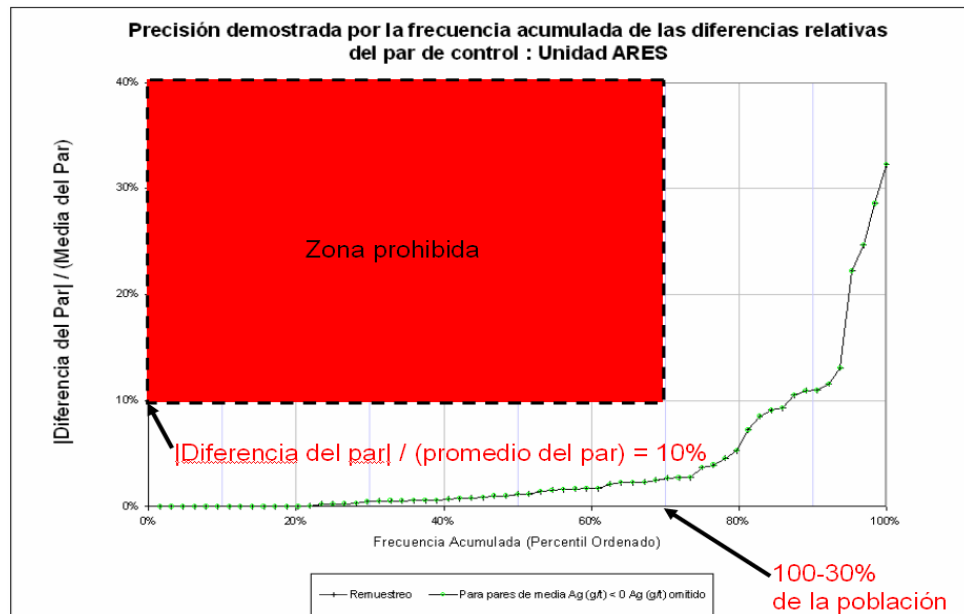


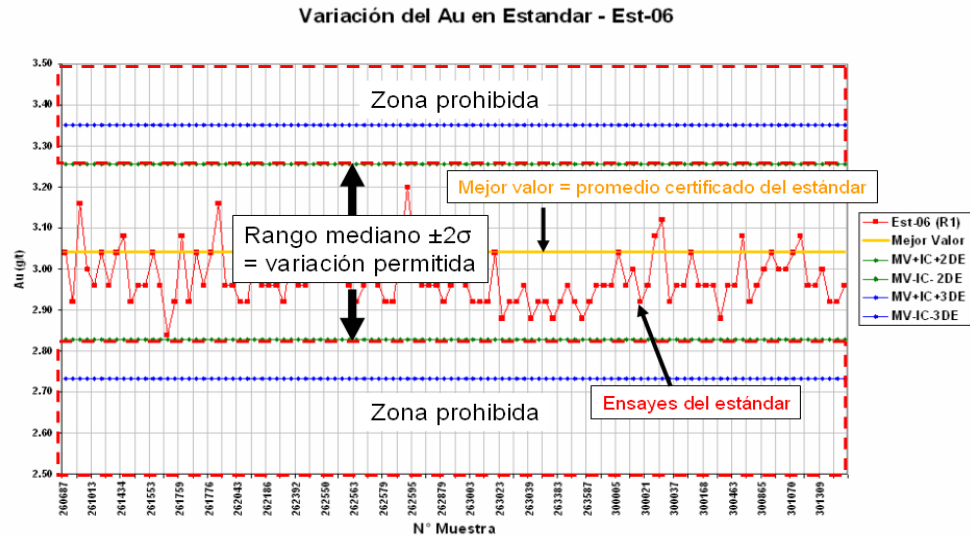
FIGURA N° 10: Diagrama para el análisis de datos de re-muestreo. Se permite una diferencia del par de >10% para un 30% de la población. Tomada del estándar de QA/QC de la corporación: **SIG-EST-GEO04-10-00**



FIGURA N° 11: Diagrama para el análisis de datos de duplicados gruesos (magenta). Se permite una diferencia del par de >10% para un 20% de la población. Tomada del estándar de QA/QC de la corporación: **SIG-EST-GEO04-10-00**



FIGURA N° 12: Diagrama para el análisis de datos de duplicados finos (re-ensayos, verde). Se permite una diferencia del par de >10% para un 10% de la población. Tomada del estándar de QA/QC de la corporación: **SIG-EST-GEO04-10-00**



FFIGURA N° 13: Diagrama para el análisis de datos de estándares. Se permite una variación de ensayos dentro del rango mediano $\pm 2\sigma$ alrededor del valor certificado (mejor valor). Tomada del estándar de QA/QC de la corporación: **SIG-EST-GEO04-10-00**

Un aspecto crítico es la toma de decisión para la aceptación o rechazo de resultados del laboratorio. Normalmente los resultados se revisan sobre la base de los grupos de laboratorio. Es poco frecuente el tener que rechazar un trabajo completo; en vez de eso, grupos individuales de trabajos de laboratorios, bajo condiciones ideales, ocasionalmente son rechazados.

3.8.2 Récord de fallas y correcciones:

Se maneja un registro documentando las fallas QAQC con fecha, tipo de falla, medidas tomadas y resultados obtenidos. Si un material QAQC pasa los límites de tolerancia, primero nos aseguramos si el error es del laboratorio o si es una confusión de muestras en el campo:

- **Estándares:** Se reanaliza el batch afectado (lote de muestras afectado)

- **Re-muestreo:** Se trabaja con los geólogos de zona y el personal muestrero para mejorar el método de muestreo.
- **Duplicado grueso:** Se reanaliza el rechazo si no se presenta en paralelo un problema de contaminación en los blancos.
- **Duplicado fino:** Se reanaliza la pulpa si no se presenta en paralelo un problema de contaminación en los blancos.

Cada caso es diferente y hay que analizar individualmente para decidir bien que acciones tomar. Cuando se solicita un re-ensayo se hace de un pequeño grupo de muestras (cinco a diez) que incluye el estándar insertado, de tal manera que la posición del estándar no sea ni el inicio ni el final de la secuencia. Luego, el laboratorio comunica el tipo de error que ha cometido (grupo, mezcla de muestra, etc.) y lleva a cabo la acción apropiada (reanaliza el grupo apropiado si hay un error de grupo, emite un certificado de ensayo corregido).

3.8.3 Manejo de datos geoquímicos:

Se cuenta con una base de datos de ensayos que tienen los valores exactos de ley de los reportes emitidos por el laboratorio que incluyen los certificados de ensayos. Aparte se los ensayos originales recibidos del laboratorio se archivan en una base.

3.9 Orientación ética:

Para el trabajo de investigación presente se ha tomado como referencia estudios relativos al Ore Control aplicado en otras minas con otro tipo de explotación, asimismo se revisó estándares y procedimientos realizados en la unidad minera Pallancata. Todos estos estudios sumados al contenido central otorgan a esta investigación, el carácter de original y genuino.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1 Descripción del trabajo de campo

A continuación, detallamos la metodología completa del Ore Control para taladros largos en vetas anchas, aplicado en la unidad minera Pallancata.

4.1.1 Ore Control en vetas anchas:

Todo el ciclo empieza con el muestreo, que para este caso (vetas anchas) se muestrea en el frente disparo a disparo sin perder ningún canal (pueden ser cada 2 o 3 m., dependiendo del avance del disparo). El muestreo se realiza en forma perpendicular a la veta. En esta etapa también se realizan los muestreos geometalúrgicos.

Una vez avanzado las labores de desarrollo (galerías y subniveles) se realizan sondajes diamantinos laterales horizontales en cada nivel a una malla de 10 m. (sondajes de Ore Control) para definir concretamente los contactos del ore.

Es recomendable llevar los avances (galerías y subniveles con un contacto definido, que para el caso de Pallancata llevamos con el contacto de la caja piso. Después de la perforación se trasladan las cajas de los testigos al Core Shack para su muestreo respectivo, y se envían las muestras al laboratorio químico de Selene.

Luego se realiza el procesamiento de la información, que involucra el análisis químico revisión y validación QA/QC, e importación de leyes a los softwares Gemm y Mine Sighth.

Posterior a ello se procede con la construcción de sólidos y modelos de Ore Control en el Mine Sighth respetando los parámetros de valor de punto del mineral y el cutoff establecidos para la unidad Pallancata, seguido por la elaboración de planos de Ore control con toda la información necesaria (trazas de ore, leyes por canales y sondajes, leyes en compósito, modelos de bloques, potencias de ore, buzamientos, etc.) para su posterior impresión y utilización para el control en mina.

Una vez establecido la potencia real del ore con los sondajes realizados (que como en nuestro caso sobrepasa el ancho de la labor llegando algunas veces hasta potencias superiores a 30 m.), en la cual se deberá desquinchar por etapas hasta llegar al contacto definido.

El contorno o marcado de ore en los tajos se realiza utilizando los planos de ore control, respetando los datos que en ella contienen y plasmándolos en el campo.

El control de la perforación debe ejecutarse dentro de las líneas de contorno guardando un margen de distancia. Asimismo, el control de su paralelismo entre taladro y taladro y sus buzamientos.

En paralelo con el avance de las galerías o subniveles, se realiza un muestreo geometalúrgico (que es una muestra de 50 Kg. Cada 50 m. de avance) y con la información obtenida de su análisis se realiza la construcción de planos geometalúrgicos que contienen la delimitación de tipos de minerales (sulfurados, oxidados o arcillosos), así como la delimitación por recuperación de la plata y el oro (alta, buena, regular).

Evaluación y toma de decisiones para destino del mineral roto teniendo en cuenta el tipo de mineral por ley y por recuperación geometalúrgica (blending) para su correcto tratamiento en planta.

Evaluación e interpretación de resultados con relación a los de costos de operatividad y a la eficiencia de la productividad aplicando el Ore Control.

4.1.2 Metodología de trabajo ore control:

4.1.2.1 Muestreo en frente

Se realiza el muestreo inmediatamente después de cada disparo (rango entre 2 a 3 m. de avance). Es decir, si la distancia avanzada fuera menor a 2 m. no se ejecuta el muestreo. Se muestrea en el frente de la labor a 1 m. de altura respecto al piso y en forma perpendicular a la veta, se toma de piso a techo y se va delimitando los canales de acuerdo a la mineralización y a la textura. El ancho mínimo de cada muestra es de 0.30 mts. y máximo de 0.8 mts. Luego de la toma de las muestras se pinta los canales muestreados en el frente y se colocan los códigos correspondientes en el inicio del canal, la cual sirve como collar para su levantamiento.

Para muestrear se utiliza el martillo eléctrico rompedor hilti.

Procedimiento del muestreo y toma de datos:

- a. Se ubica el punto de referencia y se marca las progresivas del área a muestrear sean aleatorios o sistemáticos, el muestreo puede ser por puntos, lineal o volumétrico.
- b. Si el muestreo se realiza con el apoyo de un equipo elevador (equipos Telehandler o Manitou) el muestrero debe mantener comunicación constante y visible con el operador.
- c. Para el caso de estructuras vetiformes el canal de muestreo se realiza de forma perpendicular, teniendo dicho canal las siguientes dimensiones: 10 x 20 cm. de área y 2.5 cm. de profundidad como mínimo.
- d. La recolección de la muestra se realiza en forma ascendente (de abajo hacia arriba ó de caja piso hacia caja techo) para evitar contaminación.
- e. El peso de cada muestra depende de la granulometría del mineral o material muestreado, de 3.5 a 7 kg.
- f. Cada muestra tomada y embolsada es debidamente etiquetada y amarrada antes de continuar con la siguiente muestra.
- g. Se identifica la muestra in situ con pintura esmalte, se toman los datos de ubicación a partir de un punto conocido y se realiza la descripción geológica.
- h. Posteriormente se realiza el pintado del canal de muestreo en el hastial indicando la progresiva y las leyes de Au y Ag.



FOTO N° 9: Canal completo de un frente de avance

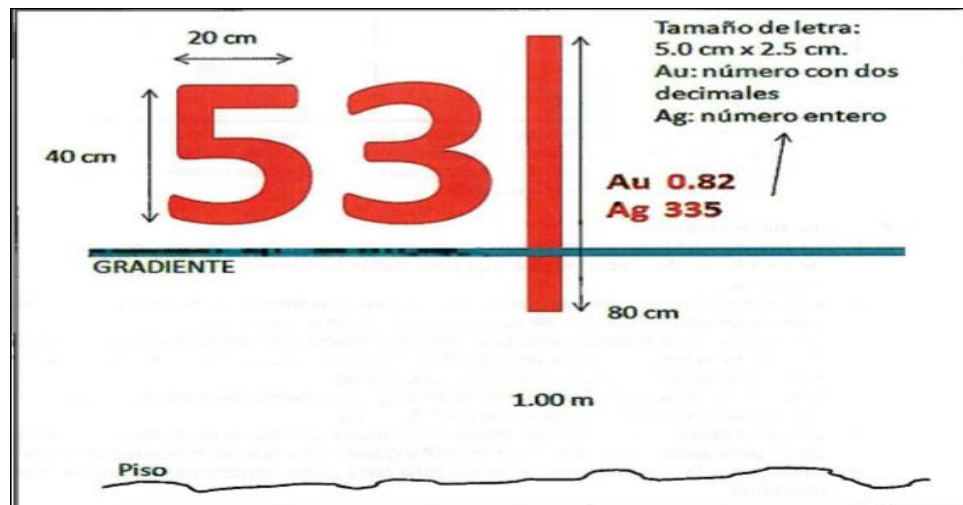


FIGURA N° 14: Estándar gráfico del pintado de la progresiva del canal muestreado

4.1.2.2 Muestreo en hastiales

La metodología de muestreo es la misma que en los frentes (labores de avance), la diferencia radica en que se muestrea siempre en forma horizontal, y tienen como objetivo delimitar o definir el ancho total del ore.

4.1.2.3 QA/QC

Como es sabido en todas las minas (o en casi todas) se aplican controles para la verificación y el aseguramiento de la calidad de los resultados de los ensayos químicos, así como del muestreo in-situ que nos permita tener la certeza y confiabilidad en nuestros datos para posteriores estimaciones de recursos, reconciliaciones y control de la producción en sí. Para tal efecto, dentro de la corporación Hochschild Mining, manejamos los siguientes controles:

- **Estándares (Material de Referencia Estándar, MRE):** Material de una ley conocida con concentraciones de uno o más elementos certificadas.
- **Blancos finos y gruesos:** Material consistente en material desprovisto del (los) elemento(s) o producto de interés económico, o desprovisto de un contaminante que afecta el costo de un proceso o decisión.
- **Duplicados:** Material insertado en el laboratorio, segundo split de rechazos o pulpa.
- **Re-muestreo (Muestras gemelas):** Muestras recolectados en el mismo sitio, pueden ser gemelas de testigos de perforación o muestras de campo (mina).

4.1.2.4 Muestreo Geometalúrgico

Se toman muestras en las diferentes etapas de la operación, que comprenden: exploración, desarrollo y producción.

Una vez definida la zonificación de las unidades geometalúrgicas (UGM) a partir del logueo, se realiza el muestreo de los rechazos gruesos de los sondajes por cada UGM, asegurándonos de que dichas muestras tengan un peso mínimo de 40 kg.

En el desarrollo y/o producción se toma en compósito una muestra de todo el frente veta-caja (todo lo q corresponde al ore) cada 3 m. y se va acumulando en un saco hasta completar los 50 m. de longitud de avance. Esta muestra representará 50 m de longitud.

En la operación el muestreo geometalúrgico es continuo y se realiza sobre la base de la información de las labores mineras y perforaciones existentes. Se muestrea en galerías de desarrollo y en tajos.

- Para el caso de galerías son recolectadas a partir del muestro sistemático de canales sobre los frentes de avance, las muestras son preferentemente compósitos de 12 a 16 muestras.
- Para el caso de tajos se recolectan a partir del mineral producto de la voladura o como muestra compósito obtenida a partir de los canales de muestreo sistemático de corona (corte ascendente) o de frentes de avance (bresting). Siempre considerando que la muestra representa la ley media del block; el muestreo debe considerar y estar de acuerdo a las variaciones mineralógicas y de alteración hidrotermal entre otras características.

Diagrama 1-Clasificación Geometalúrgica Pallancata (Pablo)

CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA - PALLANCATA			
Dominios Litológicos			
Código Modelo	Litología Modelo	Código Litología	Descripción Litológica
BX	Brecha	BF	Brecha de falla
		BH	Brecha hidrotermal
		BV	Brecha volcánica
I	Intrusivo	IH	Intrusivo hipabysal
		IP	Intrusivo plutónico
VL	Volcánico Lava	VA	Volcánico dacítico
		VOBS	Vidrio volcánico (obsidiana)
		VD	Volcánico andesítico
VP	Volcánico Piroclástico	VR	Volcánico riolítico
		VD	Volcánico dacítico
		VA	Volcánico andesítico
S	Sedimentario	QFL	Depósito fluvial cuaternario
		QGL	Till/morrena cuaternaria
		CNGL	Conglomerado
		CLV	Coluvio cuaternario
		VRW	Volcánico retrabajado

Fuente: Area Geología Exploraciones UM Pallancata

CUADRO N° 2: Caracterización geológica en Pallancata

MINERALOGÍA - PALLANCATA		
CODIGO	NOMBRE	MINERALOGIA
OXI	Óxidos/hidróxidos de Hierro	Limonita, goethita, jarosita, hematita
SUL	Sulfuros	Pirita, galena, esfalerita, calcopirita, argentita, es tromeyerita, uytendogaardita, mckinstriyita, jalpaíta, miargirita, alabandita.
SSA	Sulfosales	Proustita, pi rargirita, pearceíta, polibasita, estefanita, freibergita, miargirita.
EL	Elementos nativos	Electrum

Fuente: Area Geología Exploraciones UM Pallancata

CUADRO N° 3: Mineralogía en Pallancata

CLASIFICACION GEOMETALURGICA DE VETAS-PALLANCATA

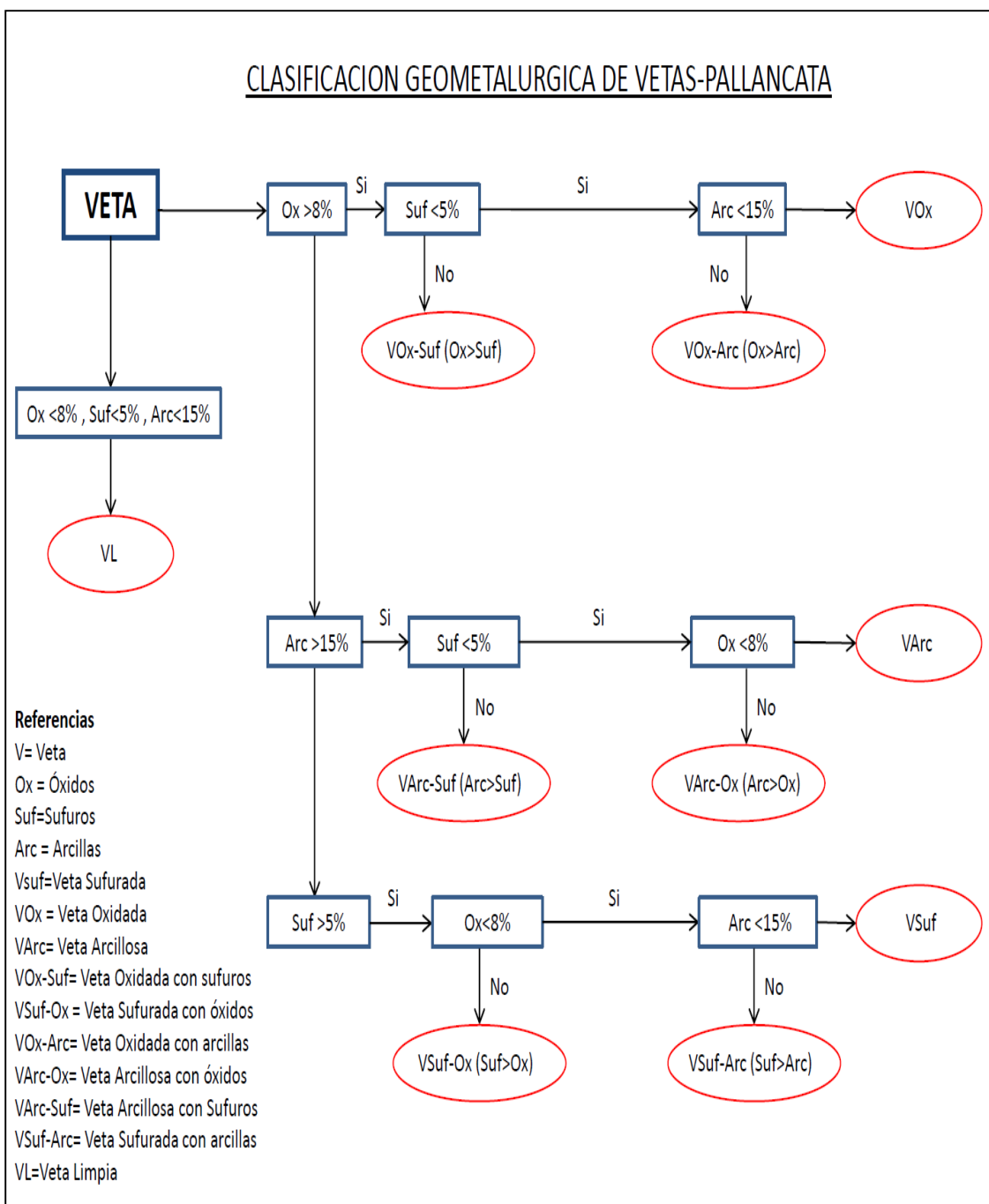


FIGURA N° 15: Clasificación geometalúrgica en Vetas- Pallancata.

CLASIFICACION GEOMETALURGICA DE CAJAS-PALLANCATA

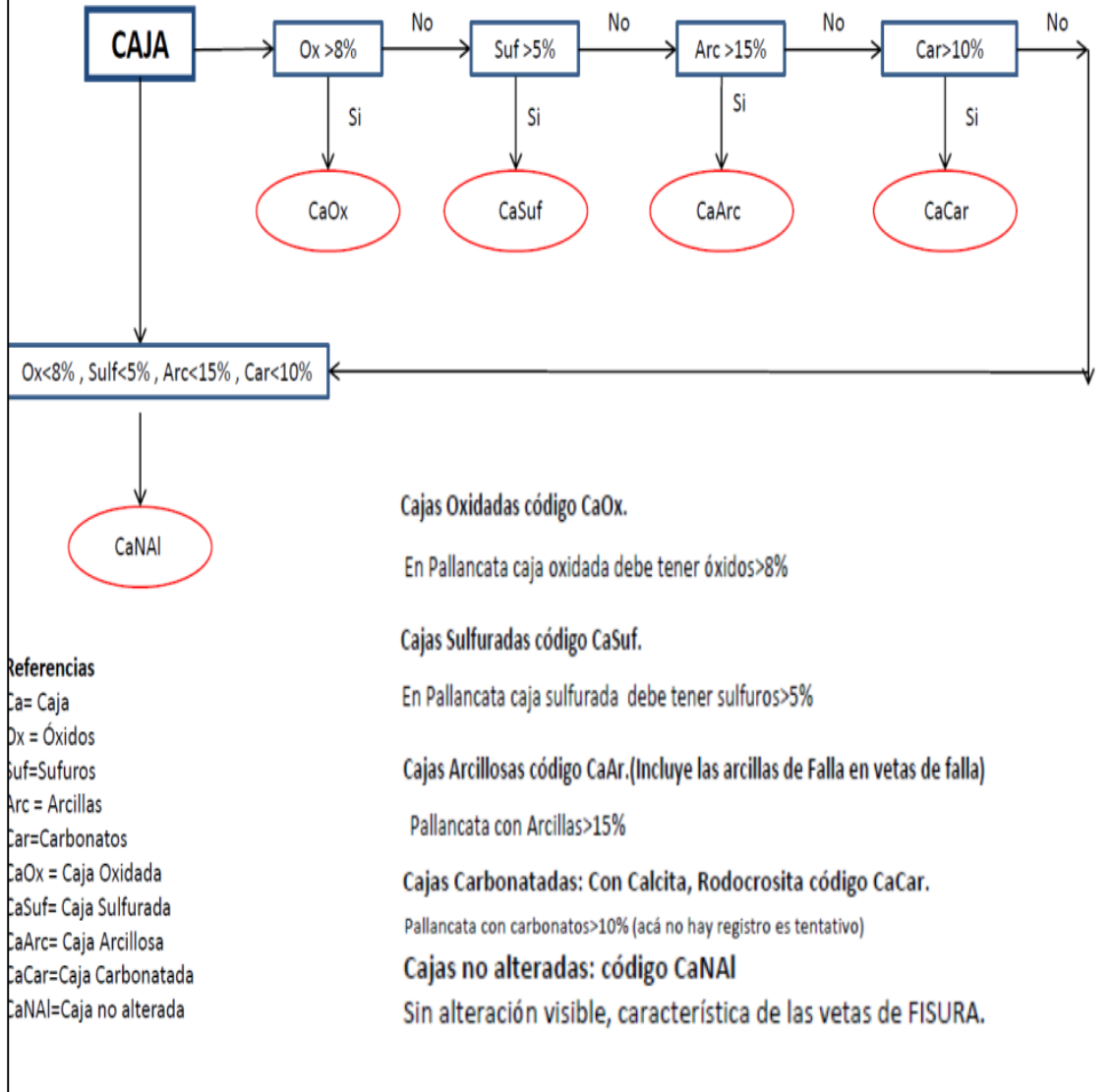
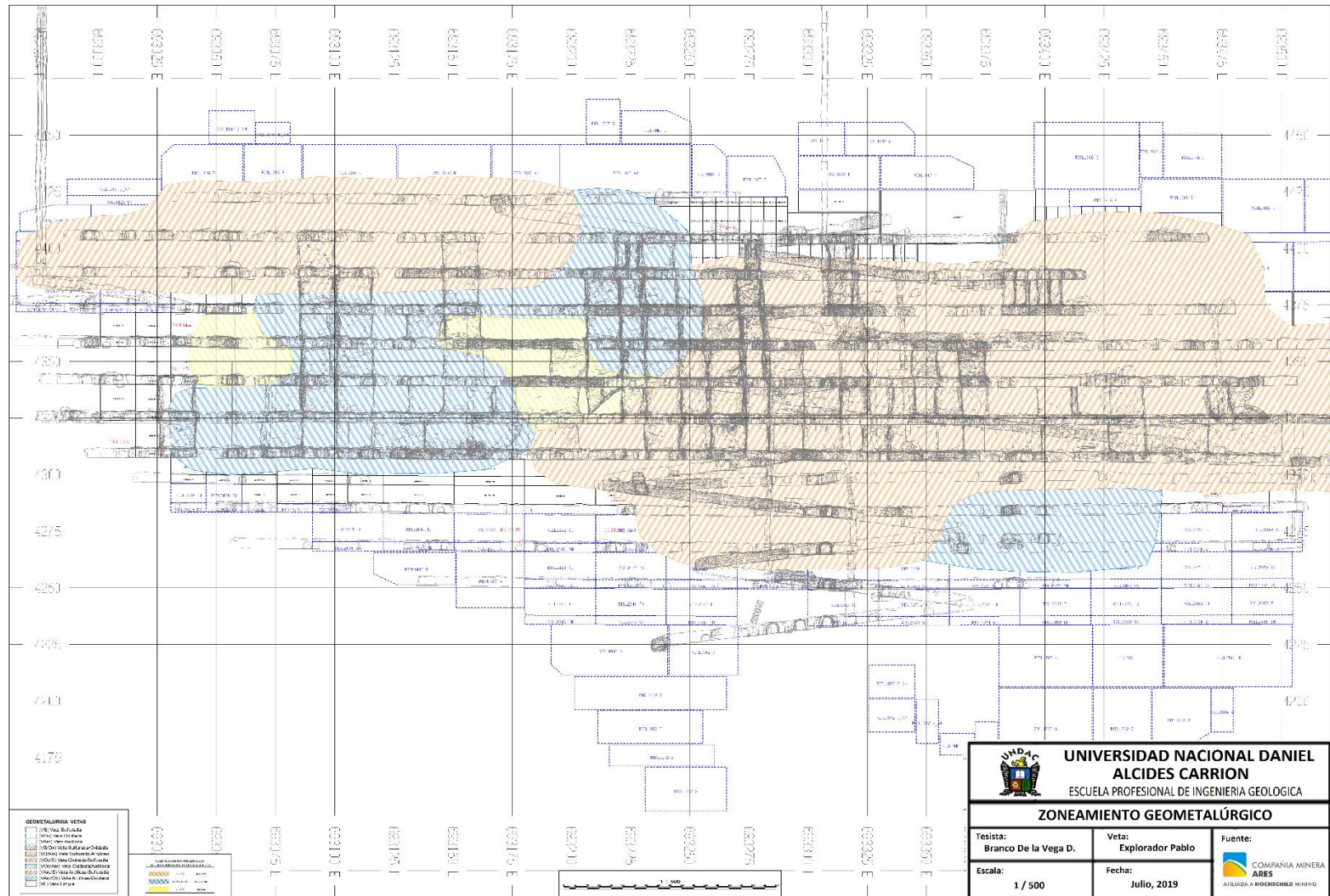
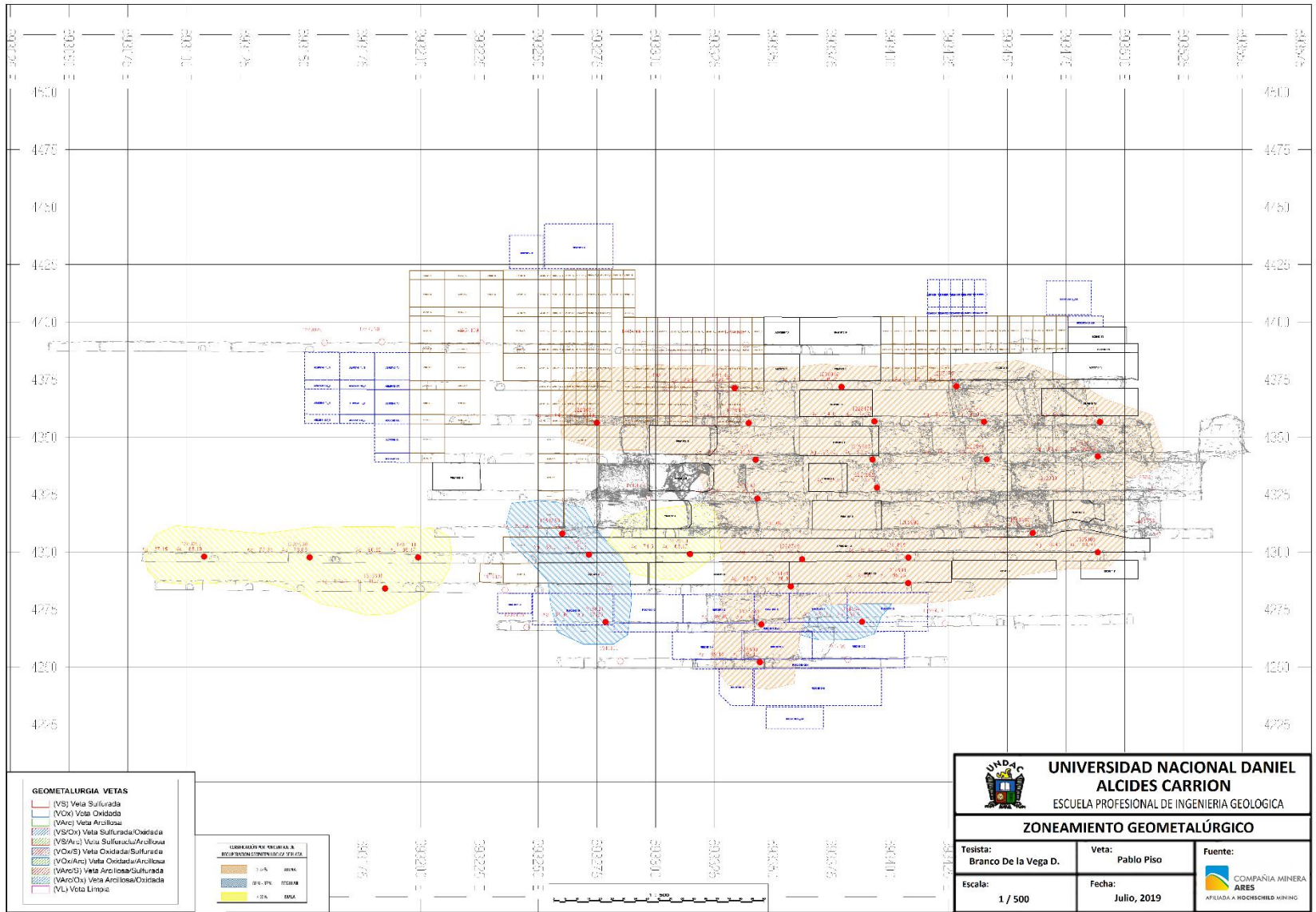


FIGURA N° 16: Clasificación geometalúrgica en Cajas - Pallancata.



PLANO N° 3: Vista Longitudinal con zonemiento Geometalúrgo – Veta Explorador Pablo



PLANO N° 4: Vista Longitudinal con zoneamiento Geometalúrgo – Veta Pablo Piso

4.1.2.5 Perforación de sondajes Ore Control

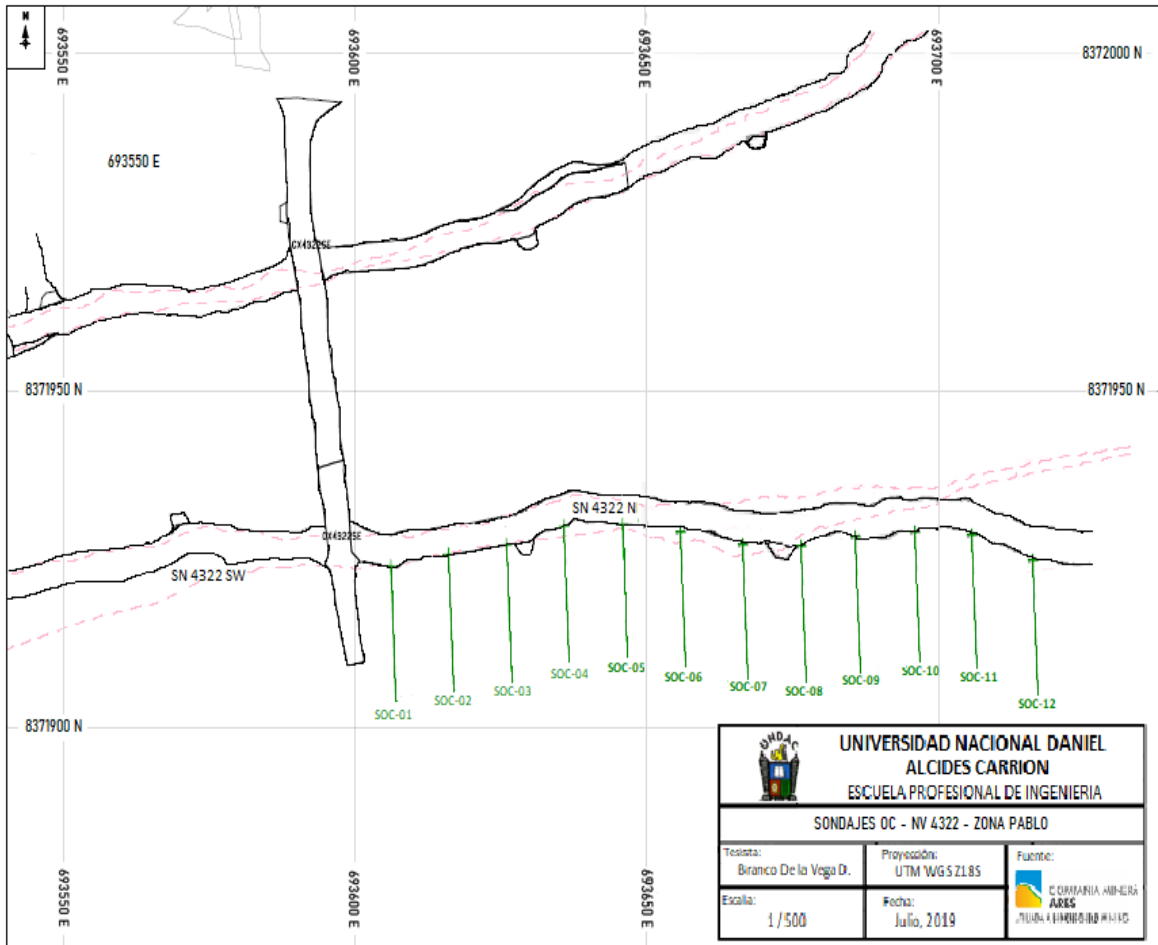
Una vez avanzadas y muestreadas las labores de desarrollo y preparación (galerías y subniveles) se procede con la perforación de los sondajes Ore control, los cuales tienen por objetivo definir el contacto del ore (caja techo para nuestro caso, en Pallancata) y asignar leyes a los paneles a minar y además incorporar información a modo de "infill" al modelo de estimación de recursos de las vetas anchas en la zona de Pablo.

Las profundidades (o longitudes) de los sondajes puede estar determinado por una interpretación geológica inicial, la misma que está confeccionada con sondajes exploratorios iniciales.

4.1.2.5.1 Diseño de sondajes Ore Control:

Para el diseño se considera un espaciamiento de 10 m. (el mismo que ha sido determinado para una óptima estimación). El 90% de los sondajes son laterales (inclinación 0°) es y están dirigidas hacia la caja techo de la estructura en toda la longitud de la galería o subnivel. Las profundidades (o longitudes) de los sondajes puede estar determinado por la interpretación geológica inicial. El azimut de los sondajes prácticamente coincide con el azimut de la grilla de las secciones, que están separadas cada 20 m. Hay un porcentaje pequeño (10%) de sondajes que se realizan en forma inclinada, que son llamados

sondajes Intermedios y sirven para la geometría y el contacto de las vetas en los tramos de fuerte buzamiento.



PLANO N° 5: Proyecto de sondajes OC Nv 4322, hacia el techo la veta Explorador Pablo

PROGRAMA SONDAJES DE ORE CONTROL - VETA EXPLORADOR PABLO													
1er TRAMO NIVEL 4322													
VETA	NIVEL	TIPO DDH	N° DDH	CORDENADAS			Az '	Dip '	Long (m)	Total (m)	Costo US\$/m	TOTAL	
				Este	Norte	Cota						US\$	US\$
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-01	693606.22	8371924.00	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-02	693616.15	8371925.70	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-03	693626.10	8371927.12	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-04	693635.99	8371929.93	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-05	693645.99	8371930.20	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-06	693656.02	8371929.68	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-07	693666.10	8371928.08	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-08	693676.11	8371927.99	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-09	693686.07	8371929.18	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-10	693696.06	8371929.69	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-11	693706.10	8371928.92	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-12	693716.24	8371925.9	4323.07	177.54	0.00	15	15	83	1,245	
Total metros			12						180	180	14,940		

CUADRO N° 4: Datos del proyecto de sondajes en el Nv 4322 Exp Pablo

4.1.2.5.2 Marcado y ejecución de los sondajes

Una vez emitido el proyecto, los topógrafos encargados portando los datos del collar se dirigen a la labor y marcan los sondajes proyectados.

Luego la contrata encargada de las perforaciones inicia con los sondajes en forma sistemática y ordenada. La perforación se realiza en línea NQ con máquinas de perforación de menor tamaño para adaptarse a una sección de 4.5 x 4.0 m.



FOTO N° 10: Máquina perforadora GEO 55 de dimensiones pequeñas para acomodarse a una sección de 4.5 x 4

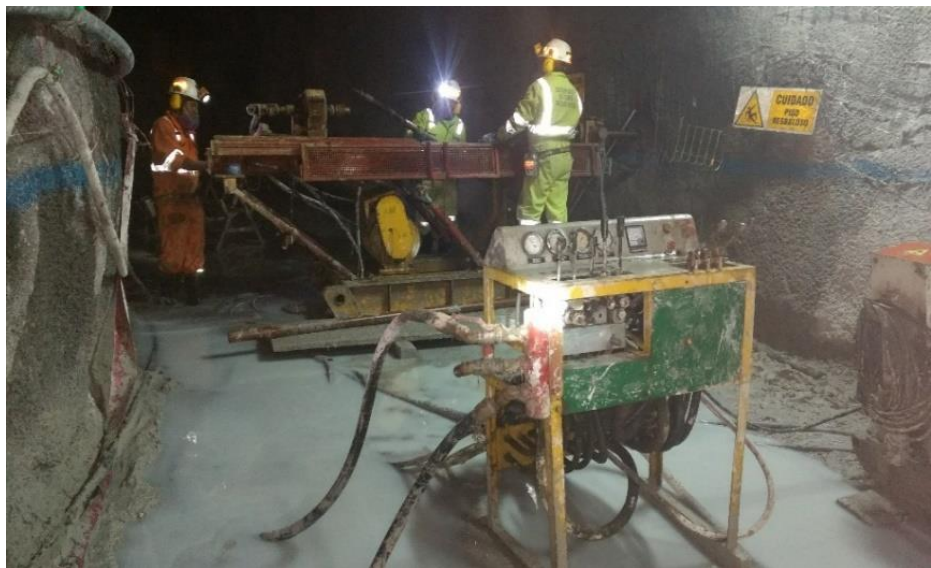


FOTO N° 11: Máquina de perforación GEO55 ejecutando los sondajes laterales Ore Control.

4.1.2.5.3 Marcado y logeo de los sondajes Ore Control (OC)

Una vez terminado el sondaje se trasladan las cajas con los cores a la sala de logeo (core shack), se extienden en las mesas y se procede con el marcado de los tramos de acuerdo a su composición mineralógica y textura,

respetando el tamaño de muestra que debe tener un ancho mínimo de 0.3 m. y un máximo de 1 m.

Posteriormente se loguea el sondaje sin tomar mucho detalle porque el objetivo de estos sondajes son delimitar el contacto techo de la estructura y no tanto descubrir nuevas vetas ni cuerpos mineralizados.

El marcado y el logueo del sondaje lo realiza el geólogo de Ore Control o el geólogo de avance



FOTO N° 12: Marcado y logueo de los sondajes

4.1.2.5.4 Toma de fotos y muestreo de sondajes Ore Control

(OC)

La toma de fotos lo ejecuta el personal en la siguiente secuencia:

- Ordena las cajas porta testigos en forma ascendente (inicio y fin de perforación).
- Limpia el testigo con agua y brocha.
- Procede con la toma de fotos
- Luego recogen las cajas de testigos y se lleva a su ubicación de almacenamiento.
- Posteriormente descargan las fotos en forma digital en el servidor y codifican conforme a los metrajés tomados.

El muestreo se realiza en la siguiente secuencia:

- Toma las muestras siguiendo las marcas dibujadas por el Geólogo. Esas marcas son los límites de muestras (límites geológicos, mineralógicos y estructurales), la cuales se respetan, sin embargo, para asegurar mayor representatividad, ninguna muestra debe medir menos de 0.3 m. ni más de 1 m. de longitud.
- Verifican antes de iniciar el muestro que las cajas involucradas en una muestra, estén a su alcance. Se

muestrea todo el core completo sin necesidad de hacer cortes, ya que el diámetro no lo permite.

- Colocan las muestras en bolsas numeradas de 200 micrones. Incluyen en ellas un talonario de control y serán cerradas con broches.
- Tomar control de todas las muestras hechas para seguir con el orden numérico de las muestras y evitar la toma de muestras alternadas.



FOTO N° 13 Y 14: Muestreo de los sondajes

4.1.2.6 Levantamiento Topográfico de canales y de sondajes OC:

Una vez muestreado y pintado correctamente los canales en el frente se procede a levantamiento que es muestra a muestra, es decir cada uno de las muestras debe tener un punto de inicio y un punto de llegada.

Los sondajes Ore control también se levantan ni bien culminado el sondaje y para aquellos que tienen longitudes mayores a 50m. se

usa el flexit como instrumento de medición para garantizar un correcto levantamiento



FIGURA N° 17) Levantamiento de canales muestra a muestra. FIGURA N° 18) Levantamiento de sondajes Ore Control.

4.1.2.7 Análisis químico de muestras:

Las muestras son analizadas en laboratorio interno de Selene. El tiempo de análisis de las muestras es aproximadamente de 10 horas, el proceso comprende las siguientes etapas:

- Ingreso de las muestras:
Acompañadas de la Orden de Trabajo respectiva, en el cual se especifican los códigos, la procedencia, los elementos a ensayar: Con todos estos datos el recepcionista verifica el total de las muestras ingresadas y los registra en un formato de ingreso para proceder a generar la orden para la preparación de las muestras
- Secado:

Las muestras ingresadas al laboratorio se ordenan en forma ascendente (por códigos), luego se vacía el contenido en bandejas limpias y secas que deben contar con papel Kraft, para posteriormente ordenarlas en las parrillas de la secadora para el proceso de secado. Se deja secar de entre 5 a 10 horas dependiendo de la humedad y tipo de muestra a una temperatura de $100\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 10\text{ }^{\circ}\text{C}$, luego de este tiempo se retiran las muestras para dejarlas enfriar por un espacio de 10 a 20 min. a temperatura ambiente.

- Chancado Primario:

Las partículas de muestras en esta etapa deben tener máximo un tamaño de $\frac{1}{2}$ " para lo cual se alimenta a la tolva de la chancadora primaria y se inicia con el proceso de chancado. Después de chancar se limpia la máquina con aire comprimido y con cuarzo.

- Chancado Secundario:

La muestra con partículas de $\frac{1}{2}$ ", se alimenta a la tolva de la chancadora secundaria. El objetivo en esta etapa es llegar a una malla de 10

- Pulverizado:

Finalmente, en esta etapa las muestras deben entre 19 y 21 gr y deben llegar en un 90 % a una malla – 200. Para tal proceso se realiza un análisis granulométrico de muestras del producto: Posición, inicial, media y final. Todo este proceso debe tomar aproximadamente 1 hora.

4.1.2.8 Validación de la data y QA/QC y cargado de leyes al sistema

Gemm:

Los resultados de las muestras analizadas son reportados al área de Geología en formato Excel, los mismos que se cargarán al sistema de datos GEMM. Para este proceso previamente se tiene que validar la data y verificar el QA/QC. Esta verificación consiste en asegurarse de que todas las muestras estén correctamente ingresadas:

- Collar: Los collares de los sondajes y canales son revisados para asegurar su correcta ubicación gráfica y comparativamente con respecto a otras mediciones
- Survey: La información del azimut e inclinación de los sondajes se revisa buscando los resultados inusuales.
- Assay: Para asegurar mayor representatividad, ninguna muestra debe medir menos de 30 cm de longitud.

La validación de la data los técnicos Ore Control semanalmente, y si se encuentran errores se realiza la averiguación del canal con los muestreros y con los topógrafos y con la constatación se procede a corregir el canal. Recién la data corregida es utilizada en la actualización de los Recursos.

En el QA/QC, las muestras no deben sobrepasar el error permitido de 30 % en remuestreo (gr/tn), duplicado de Au (gr/tn), re ensaye (gr/tn).

Una vez verificado y validado la data de muestreo se procede a la carga de datos al GEMM que es el sistema de datos de la toda la información geológica, topográfica de laboratorio.

4.1.2.9 Importación de datos al Mine Sighth:

Una vez correctos los datos en el Gemm se proceden a exportarlos al Mine Sighth. En este paso, para efectos del cálculo de Ore Control, se exportan las leyes clasificado por vetas. Luego se procede a importarlos desde el Mine Sighth para actualizar las últimas leyes.

4.1.2.10 Construcción del modelo de Ore Control

En la realidad es muy dificultoso generar modelos geológicos para los yacimientos minerales (pocas minas en operación tienen terminado su modelo geológico antes de su cierre), por consiguiente, se debe trabajar mínimamente con un modelo de Ore que establece el límite por el cual una sustancia puede ser aprovechable económicamente o no. Estos modelos dentro del grupo Hochschild son: Modelos de Corto Plazo y modelo de Ore Control.

El modelo de Ore Control tiene por finalidad brindar información más reciente, actualizada y real de volúmenes de mineral extraíble, de tal modo que se delimite eficientemente la parte económica (ore) de la no económica (desmonte) y se mejore la calidad del mineral.

Para la construcción del modelo de ore control se debe tomar en cuenta: Construcción de plantas, codificación del Ore, construcción de polígonos, construcción de sólidos (modelos), cálculo de leyes (estimación), generación de planos en planta y secciones transversales

- **Codificación del ore**

Es darle un código de veta a todos los canales para identificarlo por veta (y/o ore) y de esta manera distinguirlo de los demás y pueda servir posteriormente para efecto de cálculo de recursos. Y justamente por eso se codifican solo los canales que estén por encima del cutoff económico.

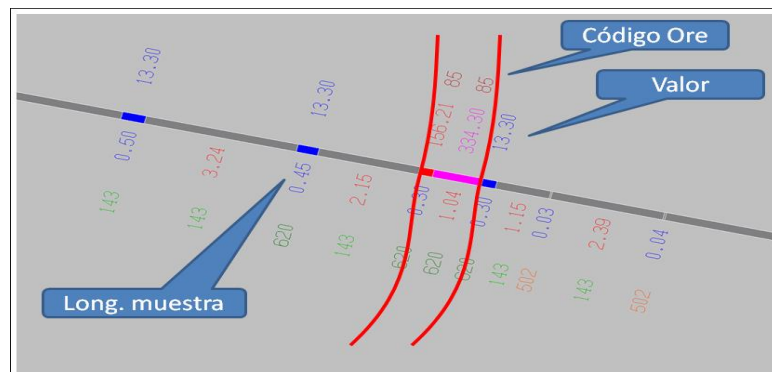


FIGURA N° 19: Codificación del canal

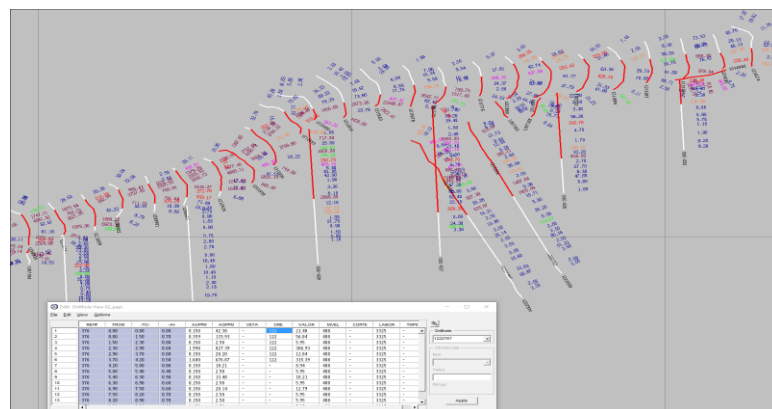


FIGURA N° 20: Canales codificados (pintados en rojo)

	AUPPM	AGPPM	VETA	ORE	VALOR	NIVEL	CORTE	LABOR
1	0.150	42.38	-	122	21.40	408	-	3325
2	0.359	115.93	-	122	56.84	408	-	3325
3	0.150	2.50	-	122	5.95	408	-	3325
4	1.998	827.39	-	122	386.93	408	-	3325
5	0.150	20.28	-	122	12.84	408	-	3325
6	1.600	676.87	-	122	315.39	408	-	3325
7	0.150	10.21	-	-	8.94	408	-	3325
8	0.150	2.50	-	-	5.95	408	-	3325
9	0.150	13.48	-	-	10.21	408	-	3325
10	0.150	2.50	-	-	5.95	408	-	3325
11	0.150	20.14	-	-	12.79	408	-	3325
12	0.150	2.50	-	-	5.95	408	-	3325
13	0.150	2.50	-	-	5.95	408	-	3325
14	0.150	2.50	-	-	5.95	408	-	3325
15	0.150	16.60	-	-	11.42	408	-	3325

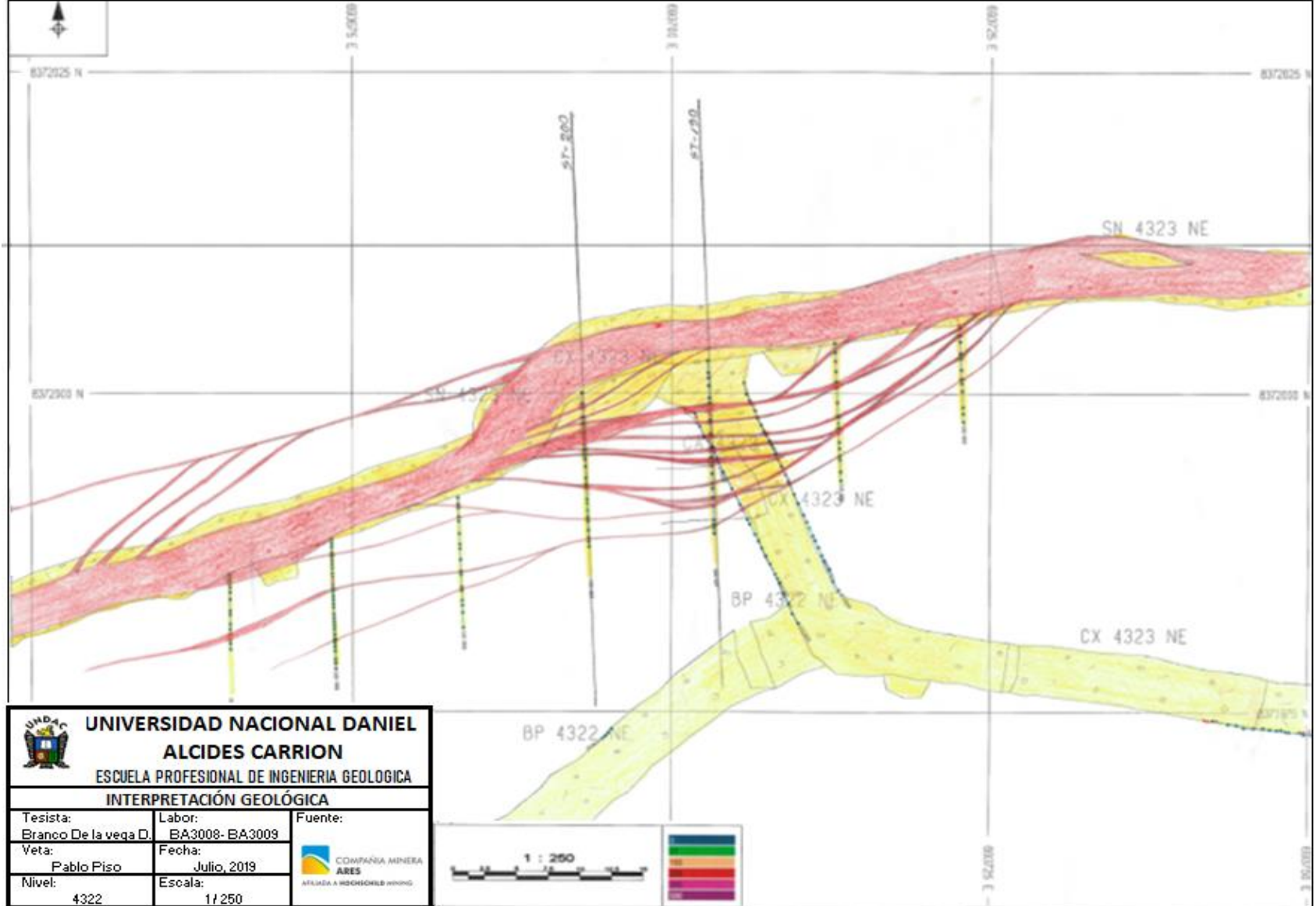
FIGURA N° 21: Código de Ore 122 para la Veta Pablo Piso

- **Construcción de polígonos en plantas y secciones**

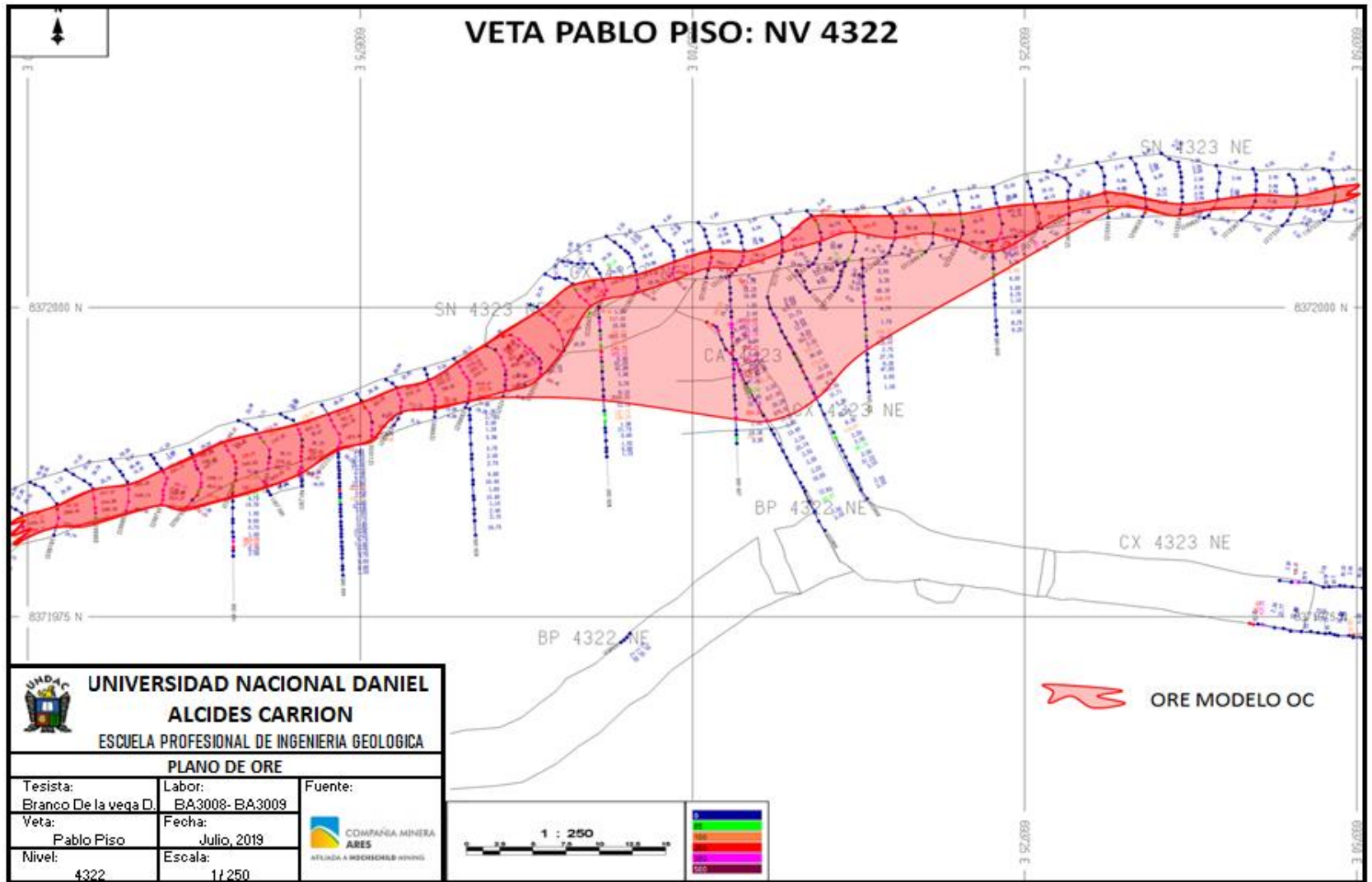
Después de la codificación de los canales (identificados por ore), se procede a la construcción de los polígonos en planta, que se realiza con la ayuda de la interpretación geológica por niveles, es decir a parte de los canales pintados, (codificados), que son los que están por encima del cutoff se utiliza el mapeo y la interpretación de la geología en las plantas matriz que se realizaron a su vez con la información de los sondajes Ore Control plasmados.

Estas plantas se realizan cada 12 o 14 m. que son las distancias de separación entre nivel y nivel.

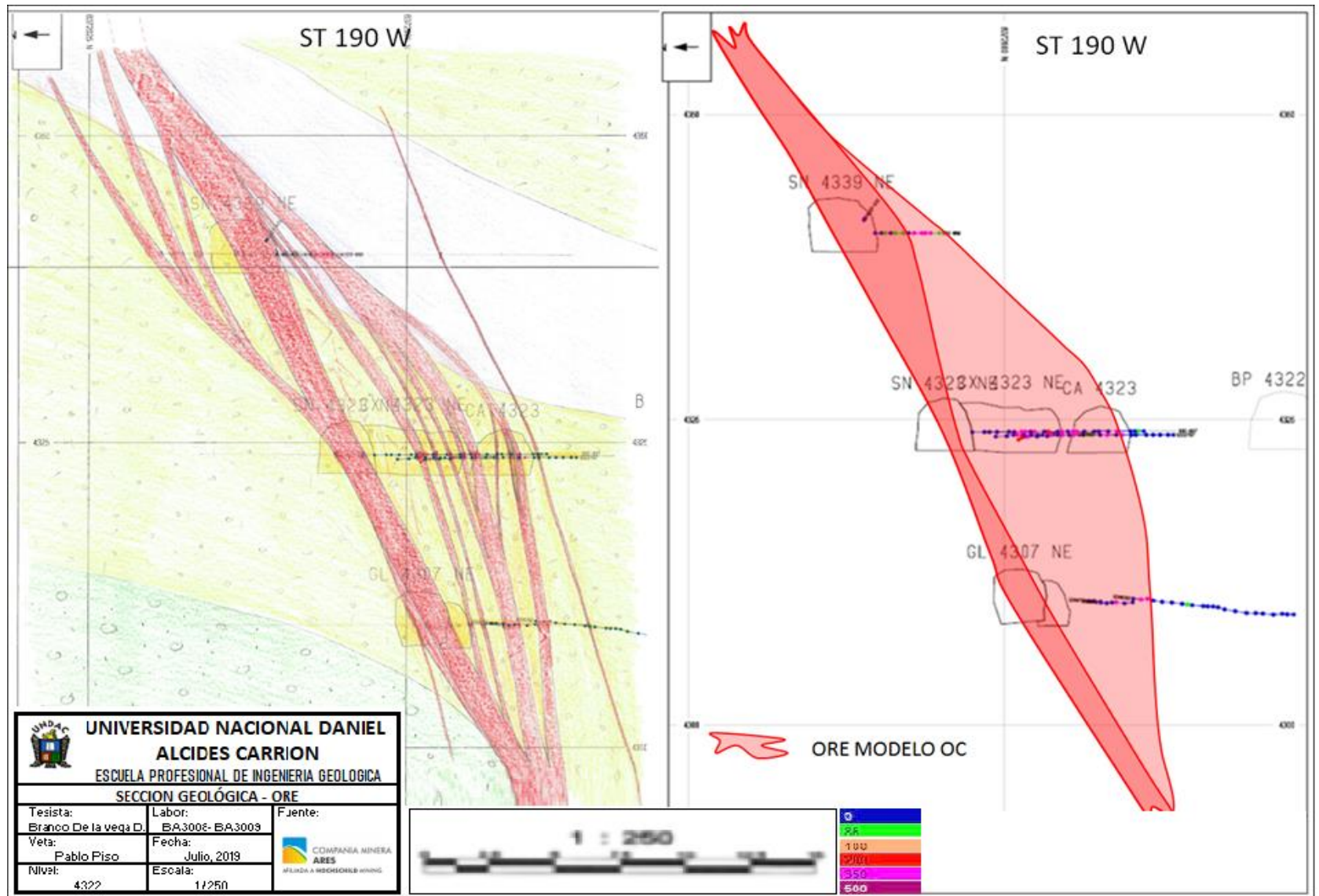
Asimismo, se realizan polígonos verticales que están en los ejes de las secciones transversales de la veta, y su construcción es con el mismo criterio que en las plantas (se utilizan canales codificados y secciones geológicas interpretadas)



PLANO N° 6: Mapeo e interpretación geológica en planta



PLANO N° 7: Canales codificados y construcción de polígonos en planta



PLANO N° 8: Sección geológica interpretada y Construcción de polígonos en sección

- **Construcción de sólidos (modelos)**

Con los polígonos hechos, tanto en planta como en sección se procede a construir el sólido ore, que bien puede ser de dimensiones pequeñas correspondientes a un bloque o tajo o bien de un mayor tamaño correspondiente a zonas enteras que abarca la totalidad de dos o tres niveles. En la figura 24 se muestra la construcción de un sólido ore que contiene información (canales y sondajes) de 3 niveles.

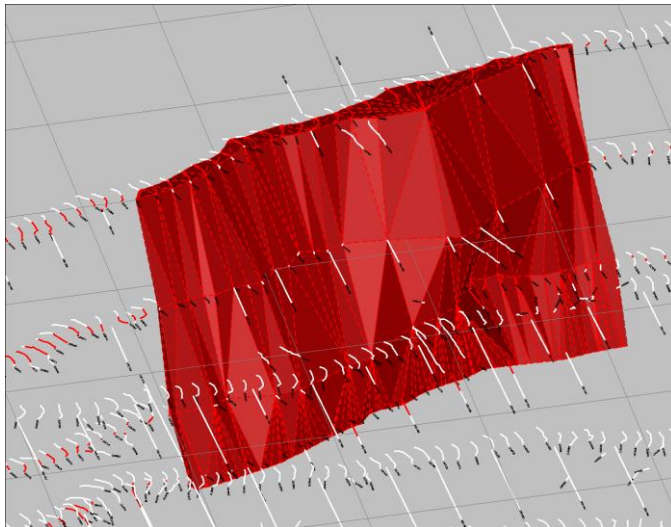


FIGURA N° 22: Sólido Ore construido

- **Cálculo de leyes y reportes**

El cálculo de los recursos (leyes, potencias, y tonelaje), se ejecuta a partir de los sólidos construidos de los tajos de las cuales se necesitan obtener dicha información. El cálculo es un procedimiento sencillo, con el software Script Ore control desarrollado por la organización Hochschild. Solo se ingresan

los sólidos construidos (el sólido normal y luego el sólido de potencia que es un sólido ligeramente más grande, que se construye a partir del anterior), y con los datos ya parametrados por veta (alcance, densidad, código de ore, acotamiento, etc.) registrados en el software se procede al cálculo.

El resultado se obtiene en una hoja Excel que nos brinda leyes de Ag y Ay, potencia, tonelaje. Este reporte posteriormente se comparte con las demás áreas operativas para la toma de decisiones y planificación del tajo.



FIGURA N° 23: Pantalla de acceso de software Script Ore Control

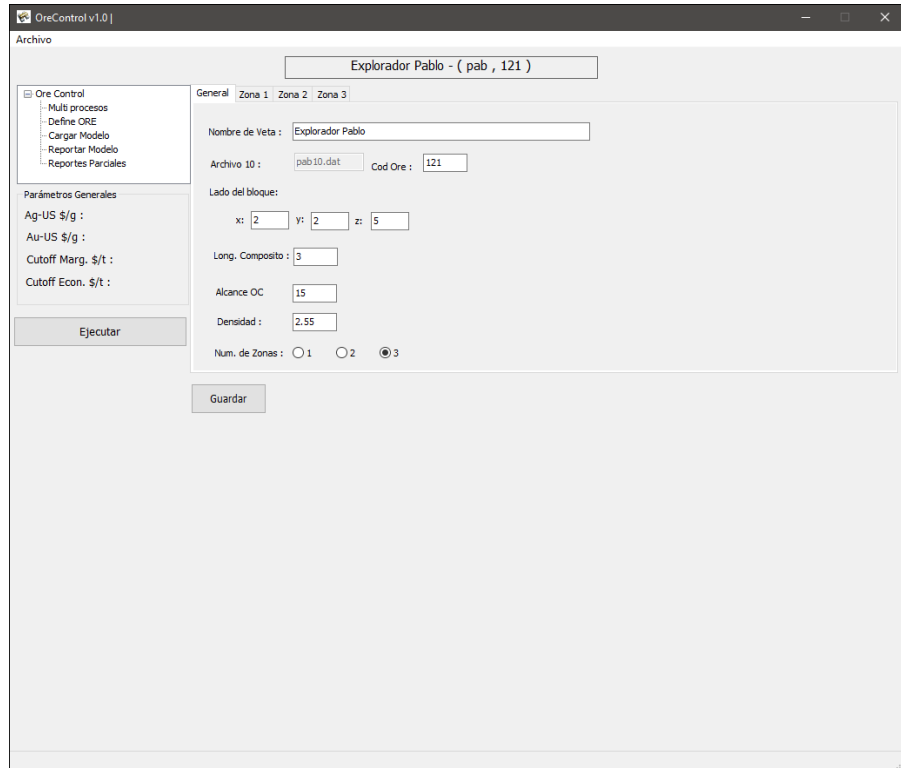


FIGURA N° 24: Parámetros registrados por veta en el software

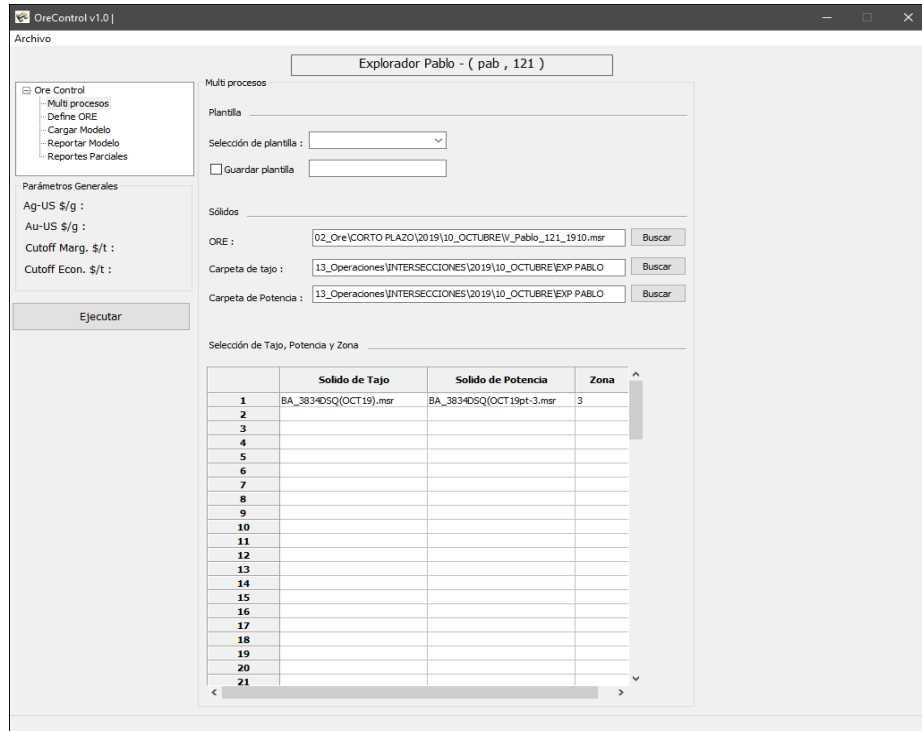
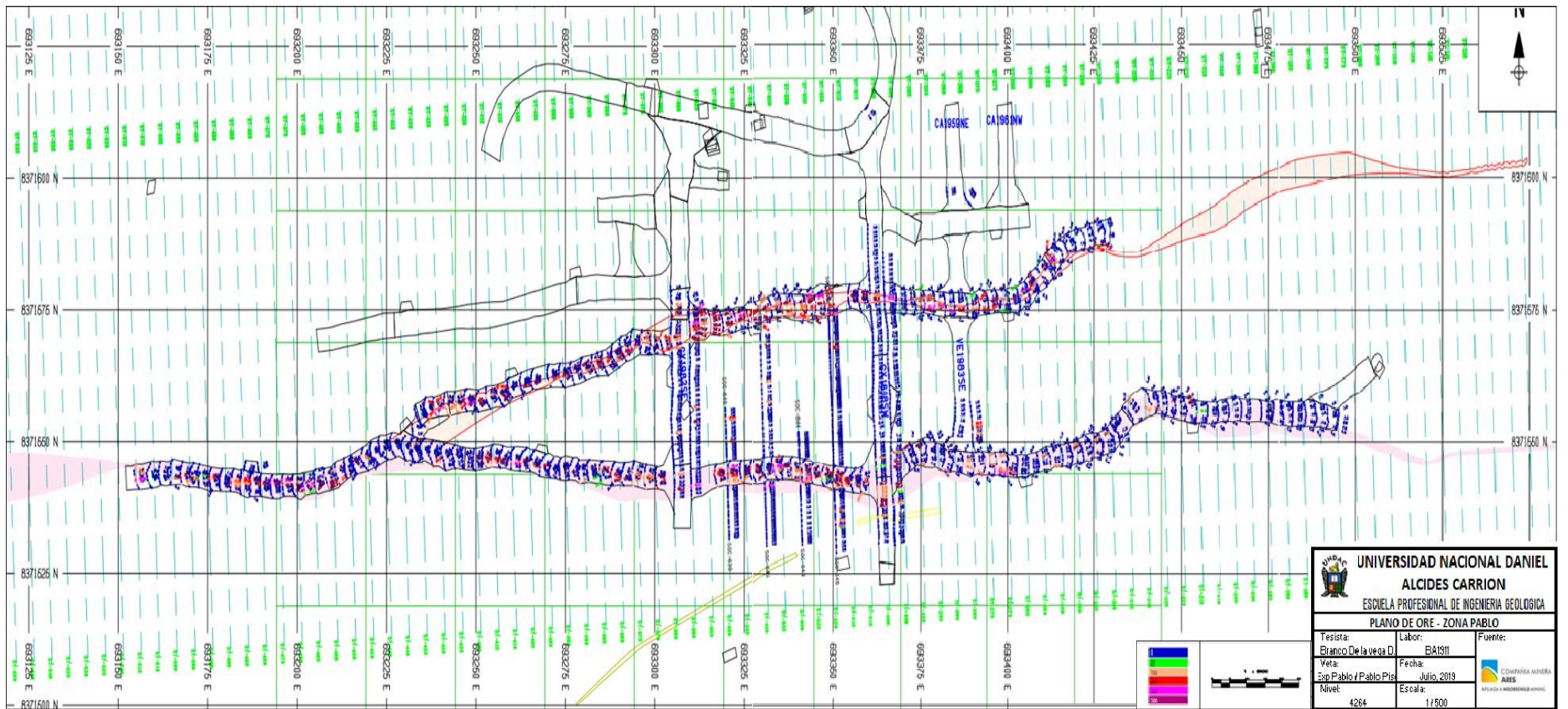


FIGURA N° 25: Registro de las rutas de los sólidos construidos y del Modelo matriz para el cálculo del bloque

- **Generación de planos en planta y secciones transversales**

Para complementar el proceso se elaboran planos en planta y sección a escala 1/500 o 1/250 con la información detallada de canales y sondajes, ejes de las secciones geológicas (separadas cada 5m.), las trazas de los ores, etc. para facilitar a todas las áreas operativas e incluso llevar juegos a las labores en mina para que sean usados por los encargados de las labores.

Cabe indicar que los técnicos Ore Control llevan consigo un juego de planos ore de toda la mina, dado que es una herramienta fundamental para la toma de decisiones.



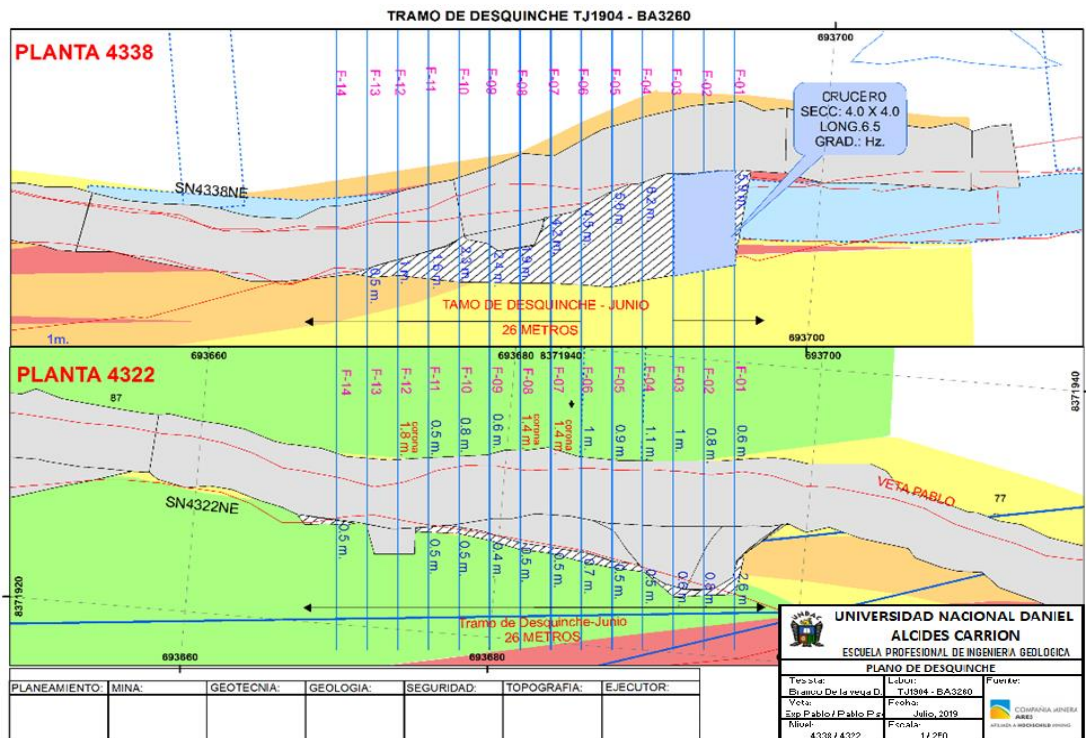
 UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA GEOLOGICA		
PLANO DE ORE - ZONA PABLO		
Testista: Blanco De la Vega D	Labor: BA1911	Fuente:  COMPAÑIA MINERA AIMS
Veta: Exp Pablo / Pablo Pis	Fecha: Julio, 2019	Escala: 1/500
Nivel: 4264		

PLANO N° 9: Plano Ore de la zona pablo

4.1.2.11 Verificación y validación de proyectos de cruceros y desquinces

Una vez oficializado y entregado el modelo de Ore Control el área de Planeamiento procede a realizar el proyecto de cruceros y desquinces, cuyas distancias están determinados por el ancho de ore entregado. Independientemente del método de minado a aplicarse (SARC o BF) los cruceros se ejecutan sí o sí antes de determinar el área de desquinche.

El área de planeamiento envía esos proyectos a las demás áreas para su verificación y validación a través de las firmas las copias del proyecto.



PLANO N° 10: Plantas: Nv 4322 Desquinces determinados por el área de planeamiento para descubrir totalmente el ore y dar un margen para el posicionamiento de las máquinas perforadoras al momento de la perforación de los taladros verticales. Nv 4338; Proyecto de crucero y posterior desquinche con las distancias delimitadas por planeamiento de acuerdo al ancho de ore.

4.1.2.12 Marcado de secciones transversales en el campo

Con el proyecto verificado y validado por todas las áreas, se procede al marcado de las secciones transversales en el campo, el cual lo ejecuta el técnico Ore Control, con las coordenadas que topografía brinda de las secciones en formato digital.

4.1.2.13 Control de mineral en cruceros y desquinces

Esta función también lo cumplen los técnicos de Ore Control dentro de la mina. El mismo consiste en controlar el mineral roto después de cada disparo y designar el tipo (de acuerdo a su ley: tipo A, tipo B, tipo C) para su respectiva acumulación en la cancha o en caso de tener valores por debajo del cutoff se designará como desmonte.

Es muy importante determinar correctamente el destino del mineral para su acumulación apropiada en la cancha de mineral para realizar un correcto blending y que las leyes reflejen luego en el tratamiento.

Si el crucero llega o se acerca al límite del proyecto se debe tener especial cuidado en que el material pudiera romper mucha caja y diluir el mineral, si sucede esto se debe evacuar este mineral a una cámara especial para extraer muestras especiales (con resultados en 4 horas) y de acuerdo a los resultados determinar el destino de ese material. Si en caso los valores salen como desmonte se le da una debida atención asegurándonos de que este material no llegue a la planta, colocándoles placas metálicas y haciendo seguimiento

para que ese desmonte se lleve a la cancha de desmontera o se quede en la mina para usarlo como relleno detrítico.

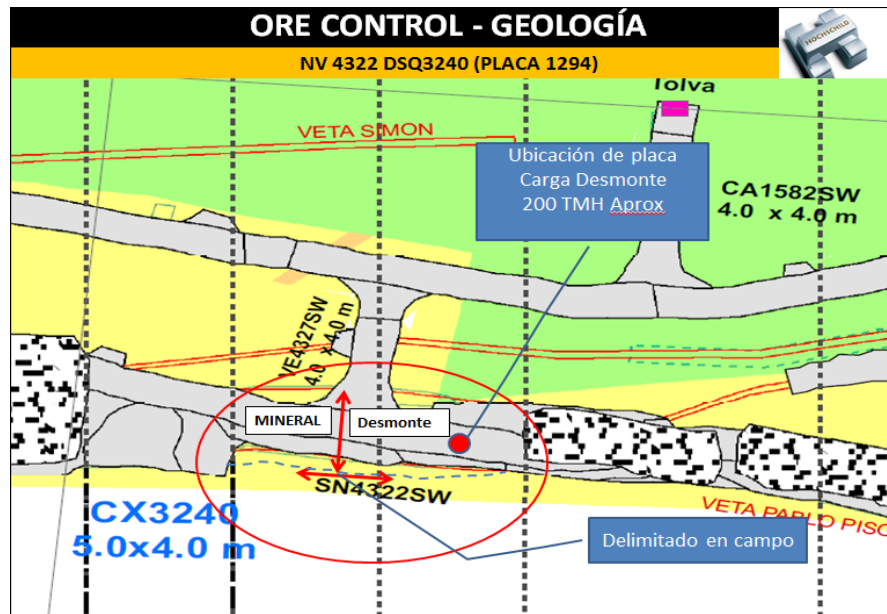
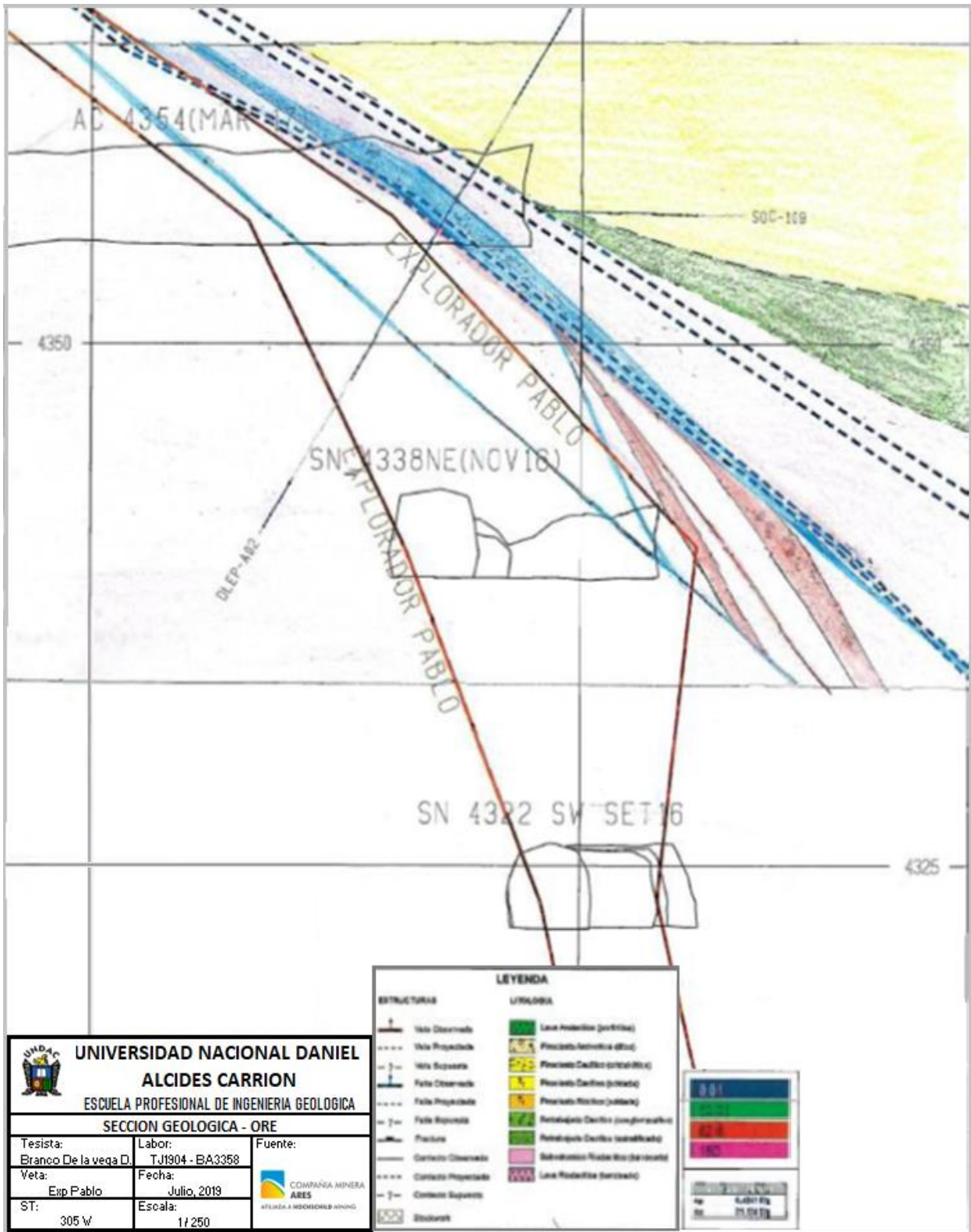


FIGURA N° 26: Delimitación de mineral / desmonte

4.1.2.14 Elaboración de las secciones Ore Control para diseño de minado

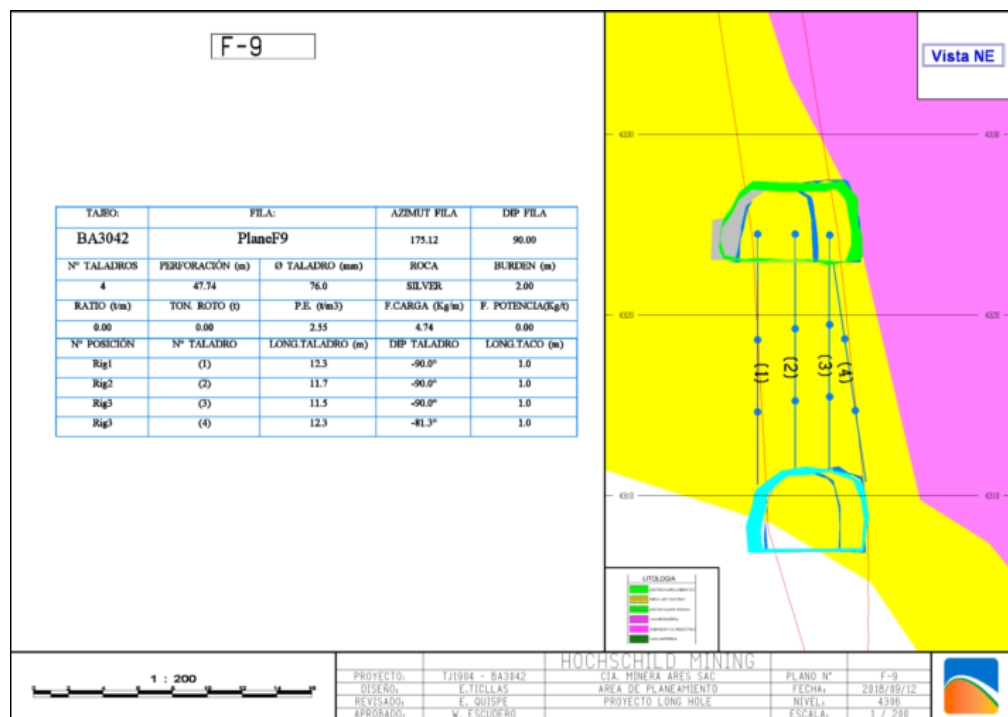
Son secciones de transversales al rumbo de la veta y están paralelas a las grillas de secciones de la zona Pablo, están distanciadas cada 5 m. contiene datos tales como límites del ore actualizado, sondajes, fallas y la interpretación geológica (fallas, estructuras, litología, etc). Esta información se entrega a todas las áreas involucradas, antes del diseño de minado, para que tengan conocimiento de cómo se está comportando la geología (fallas, fracturas importantes, etc.) y cómo éstas afectarían al minado, asimismo están los datos del ancho y la forma del ore para el adecuado diseño de taladros.

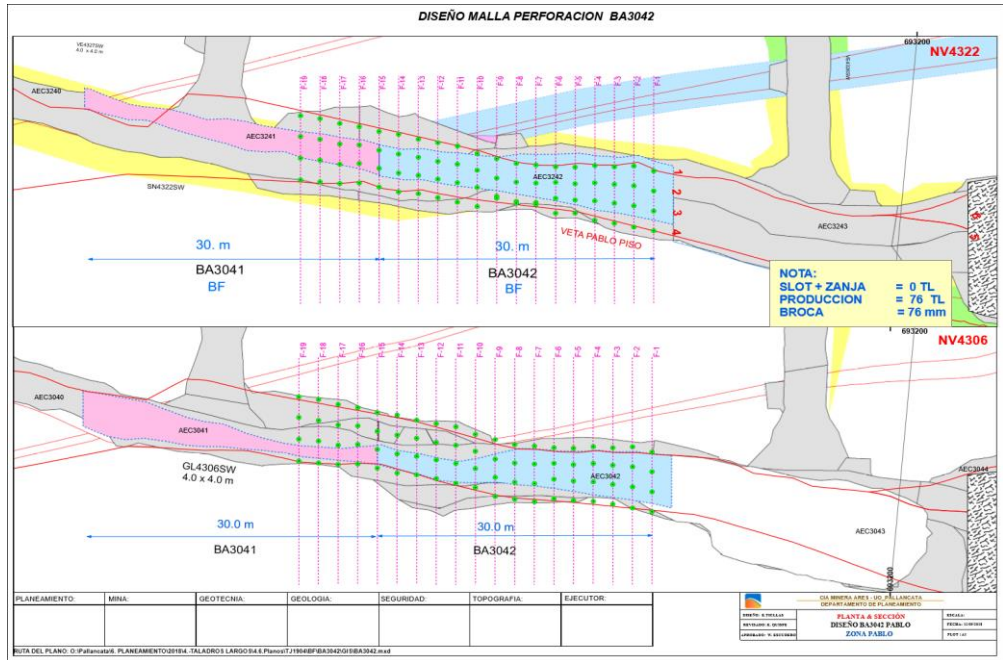


PLANO N° 11: Sección Ore Control con información geológica detallada

4.1.2.15 Verificación y validación del diseño de taladros largos

Una vez culminadas las labores de preparación (cruceos, desquiches) el área de planeamiento ejecuta el diseño de minado que si en caso es taladros largos el geólogo de Ore Control verifica: que los taladros proyectados estén dentro del modelo de Ore entregado, que tengan un buzamiento adecuado, que las filas de inicio y fin guarden un margen apropiado con respecto a los límites del ore. En caso hubieran observaciones se resalta en el proyecto impreso y se le comunica al área de planeamiento para que corrijan o mejoren el diseño.





FIGURAS N° 27 Y 28: Diseño de taladros largo en sección y planta, en las cuales se debe verificar que ninguno esté fuera del Ore,

4.1.2.16 Contorneo y verificación de diseño en campo

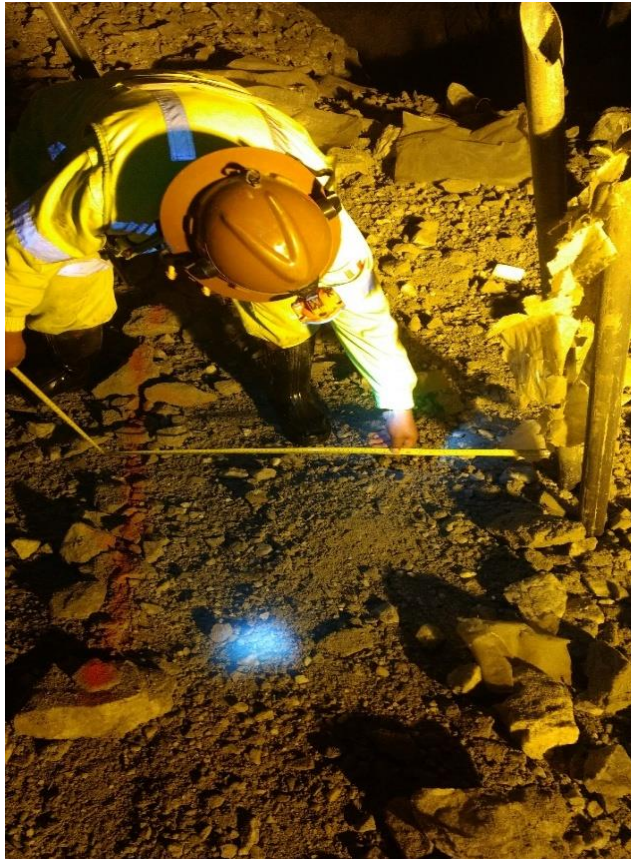
El contorneo lo realizan los técnicos Ore Control con el apoyo del topógrafo a quien se le brinda las coordenadas que se extraen con la ayuda del Mine Sighth. Estas coordenadas se obtienen extrayendo los puntos de las intersecciones entre el ore y la labor (se realiza cada 5 m de acuerdo a las secciones Ore Control), luego se digita en una tabla Excel, y se las pasa al topógrafo, quien llevará a la mina y con su estación total nos ubicará los puntos en la corona o techo de la labor cada 5 m. de longitud y entonces el técnico solo tendrá que unir los puntos con pintura roja, realizando de esta manera el contorneo.

Además del contorneo se tiene que verificar el marcado del diseño de los taladros de perforación que si sobrepasan los límites del ore contorneado, se tiene que realizar la observación para que el área

de planeamiento corrija en su momento. Este marcado se realiza tanto para los puntos de inicio como para los puntos de llegada, (es decir, en ambos niveles)

4.1.2.17 Control de desviación de taladros

Después de ejecutado el diseño, marcado el ore (contorneo), el área operativa empieza a ejecutar las perforaciones con el equipo TD1, y es en este proceso en que se tiene que verificar los desvíos de los taladros para que corrijan en el momento. Estos desvíos se identifican visualmente en campo a través de la comparación de los puntos de inicio y de llegada marcados (más énfasis en los puntos de llegada, pues en los de inicio generalmente no hay mucho error) con los taladros ya ejecutados, asimismo se puede identificar con el levantamiento topográfico que nos indica la distancia real de los desvíos. Posteriormente, identificados los taladros desviados (fuera de ore) se reporta inmediatamente al área operativa y se taponean dichos taladros con tacos de madera o trozos de roca para que no se carguen con los explosivos, en su lugar se perforan otros taladros ya corregidos.



FOTOS N° 15 Y 16: Verificación de taladros desviados en campo. Se verifica que no estén fuera del Ore (contorneo).

4.1.2.18 Control de mineral en tajos

Con los taladros ya ejecutados correctamente, el área operativa realiza la voladura por etapas: disparando primero el slote y zanjas y luego las filas sub siguientes pudiendo realizarse de dos a más disparos. Cada disparo comprende un tramo diferente que pueden contener leyes diferentes también, para lo cual se deben realizar cálculo de ley para cada tramo y luego asignarles el tipo (A; B o C) para su extracción. Este control lo realiza el técnico Ore Control midiendo la progresiva de la rotura, y asignado el tipo de acuerdo al tramo en que encuentra. Cabe precisar también que sí en algún tramo del tajo exista sobrerotura (por excesiva carga de explosivos, o terreno inestable: fallas o fracturas, o desprendimiento del relleno adyacente si lo hubiera), el técnico tiene la potestad de tomar la decisión de parar la extracción y derivar la carga a alguna cámara para su evaluación posterior. Esa evaluación se realiza extrayendo muestras especiales representativas cuyos resultados de análisis químico se reporta después de 4 horas, y teniendo esta información ya se puede derivar la carga a la extracción planta si sobrepasa el cutoff o designar como desmonte si está debajo del mismo.

4.1.2.19 Control de acumulación de mineral en canchas

La acumulación del mineral también debe ser correctamente controlada para no tener inconvenientes en el blending al momento de alimentar a la planta concentradora. Se alimenta de acuerdo a la

clasificación por tipos (tenemos 4 categorías: tipo A, tipo B, tipo C y hasta un tipo especial, AAA, que es el de mayor ley).

Este proceso inicia con el estimado diario, el cual es una proyección tanto de tonelaje (que lo estima el área operativa: mina) como de tipo de mineral en ley (que lo estima el área de Ore Control, por tajos). Dicho estimado es enviado a todas las áreas involucradas en la extracción del mineral para que se ciñan a este reporte y realicen el carguío de mineral de acuerdo al tipo de ley indicado ahí, y asimismo en el momento de la recepción en la balanza para su pesaje lo recepcionen de acuerdo a su tipo, y finalmente dispongan o descarguen en la ruma correspondiente por tipo en la cancha de acumulación de mineral.

Reporte de Leyes Planeadas

Tipo Aporte :Interior Mina Fecha: 15/07/2018												
Estructura Labor						Prog. Semanal	Estimado Dia					
Zona	Nivel	Veta	Tipo Minado	Labor	Orient	Atributo	Area/Tipo	Sección Tramos	TMS	Gr Au	Gr Ag	Destino
									Prog	Prog	Prog	
PABLO												
PABLO	4306	EXPLORADOR	SARC	TJ1904		BA3351			350.00	2.272	679.670	TAAA
PABLO	4354	EXPLORADOR	SARC	TJ1906		BA3754DSQ			50.00	0.754	126.201	TC
PABLO	4354	ANDRES	PREPARACIÓN	SN1931	SW			Evaluación	100.00			
PABLO	4370	EXPLORADOR	PREPARACIÓN	CX3746					100.00	0.492	109.336	TC
PABLO	4296	EXPLORADOR	PREPARACIÓN CAPEX	SN4297	SW			Evaluación	100.00			
PABLO	4296	EXPLORADOR	PREPARACIÓN CAPEX	SN4297	NE			Evaluación	100.00			
PABLO	4402	EXPLORADOR	DESARROLLO	GL4402	SW			Evaluación	100.00			
Sub Total Interior Mina									900.00	1.764	510.256	
RANICHICO												
RANICHICO	4495	MILAGROS	PREPARACIÓN	CH1945				Evaluación	25.00			
RANICHICO	4380	YURIKA	CRCB	TJ1947		BA1947			25.00	0.769	188.201	TC
RANICHICO	4450	SAN JAVIER	CRM_R	TJ6961		BA6961			75.00	1.254	285.302	TB
RANICHICO	4410	VETA LUISA	CRCB	TJ1839		BA1839-3			25.00	1.895	561.309	TA
RANICHICO	4400	VIRGEN DEL	CRM_B	TJ9633		BA9633			25.00	1.318	287.201	TB
RANICHICO	4375	VETA LUISA	CRCB	TJ1838		BA1838-2			25.00	0.855	164.201	TC
Sub Total Interior Mina									200.00	1.228	293.831	
Total Interior Mina									1,100.00	1.625	454.146	

Fuente: Area Geologia UM Pallancata

CUADRO N° 5: Estimado diario: son tonelajes y leyes planeadas

4.1.2.20 Blending de leyes y geometalurgico para la alimentacion en planta

Conforme se va acumulando el mineral, se programa el muestreo de canchas una vez por semana (muestreo en canales y/o chips de las rumas) para ir conociendo las leyes con las que realmente estás saliendo de mina y posteriormente realizar los cálculos para el blending correcto, y de esta manera alimentar manteniendo una ley de cabeza fluida y continua, y que esté acorde a lo programado.

4.2 Presentación, análisis e interpretación de resultados

A continuación, describiremos y analizaremos la metodología de preparación para minado en explotación transversal (SARC) con Taladros Largos antes y después de la aplicación del Ore Control en la unidad minera Pallancata y resaltaremos las diferencias, y evaluaremos qué metodología resulta más efectiva y cuál resulta menos costosa.

Para explicar los procesos en ambos casos hemos considerado los siguiente: Para la metodología de muestreo en hastiales la preparación de un crucero de 15 m. de longitud, que se avanza transversal a una galería previamente ejecutada, y para la metodología muestreo de sondajes Ore Control la ejecución de un sondaje de igual longitud (15m.). Para ambos casos se cruza el límite del ore (estructura mineralizada económica) a los 10 m.

Y luego, para un comparativo con los datos obtenidos en los procesos involucramos un área de minado (preparación para tajos) más grande para observar mejor la incidencia y tener una mayor perspectiva de la aplicación de estas metodologías. Dicha área comprende 50 m. de longitud por 20 m. de ancho.

4.2.1 Tiempos de preparación de tajeos (15 m. de longitud transversal) con muestreo en hastiales:

Antes de la existencia de la veta Pablo, el procedimiento de preparación de labores para minado en taladros largos - SARC para para estructuras minerales anchas en las que no se tenía definido los contactos, era realizar cruceros (paneles) intercalados hacia el techo o hacia el piso y posteriormente muestrear y mapear y definir los contactos económicos. Este proceso demoraba más de lo previsto, porque involucraba procesos de ciclo de minado más largos debido principalmente a la preparación de los paneles, los cuales se tenían que muestrear guardia a guardia, esperar las leyes del laboratorio, y posteriormente realizar la evaluación geológica. El crucero o panel solo se paralizaba cuando así lo determinaba el geólogo, en base al mapeo y a la geoquímica (leyes) de las muestras. Para nuestro caso el avance de crucero en el que no está descubierto todavía la caja techo, se determinaba seguir avanzando hasta cruzar completamente el ore, prolongándose así más ciclos de minado para dicho avance, y se paralizaba recién cuando la nueva evaluación geológica (muestreo y mapeo) indicaba la no existencia de valores económicos explotables. Es decir, no se sabía en qué momento o hasta cuántos metros podía avanzar un crucero.

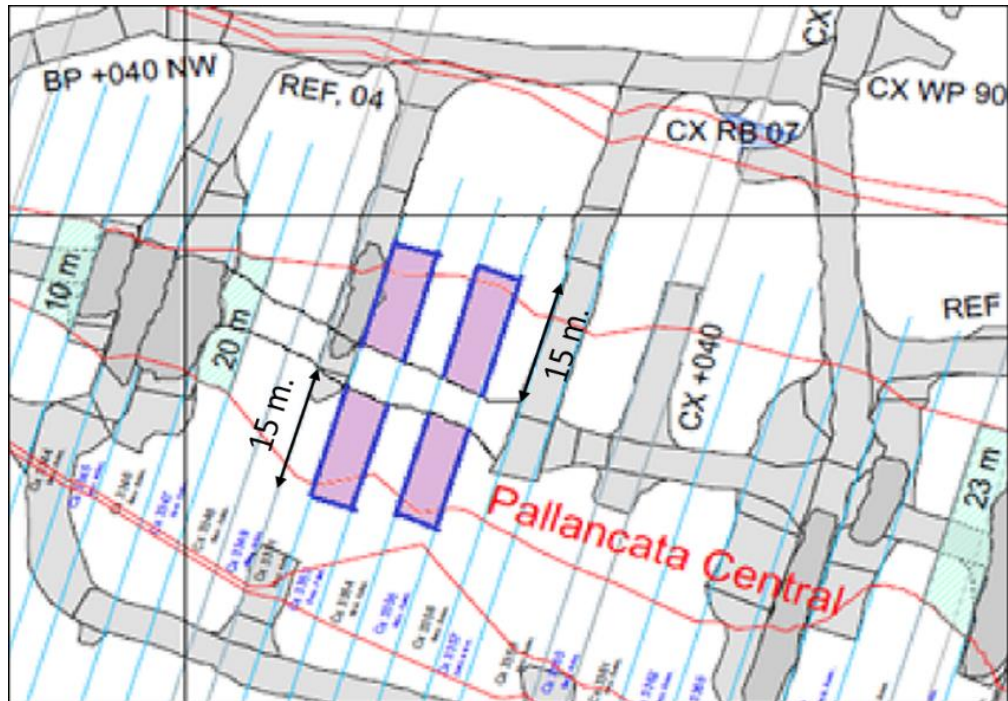


FIGURA N° 29: Metodología de muestreo de hastiales en paneles. El panel se avanza como preparación y a la vez para definir los contactos del ore.

Para conocer los tiempos individuales de los procesos involucrados en la preparación y obtener los KPI's se recomienda revisar los anexos 1 al 6, en donde se detallan las actividades principales dentro de un ciclo de minado para un crucero de 15 m. de longitud.

En resumen, el KPI requerido que obtuvimos en las actividades del ciclo de minado, para un crucero de 15 m. sin incluir aún el MUESTREO:

ACTIVIDAD	PERSONAL	DESCRIPCIÓN UO (*)	METRICA	CANTIDAD	KPI/mt_tj	HORAS Requer	GUARDIA Requer	DIAS Requer	
VENTILACIÓN - CRUCERO	Tecnico & Ayudante	Horas necesarias de ventilación	Hr	-	-	0.5	0.2	0.1	
DESATE - CRUCERO	Maestro & ayudante	Metros de tajo desatados	Mts/Hr	6.0	5.5	2.7	1.1	0.5	
SOSTENIMIENTO - CRUCERO	Maestro & ayudante	Metros cuadrados sostenidos	M2/Hr	2.4	2.8	5.4	2.2	1.1	
LIMPIEZA CRUCERO	Operario	Toneladas de Mineral Acarreados	Ton/Hr	117.0	0.5	14.4	6.4	3.2	
LEVANTAMIENTO TOPOG - CRUCERO	Tecnico & Ayudante	Estaciones Levantados	Estac/Hr	2.9	5.1	5.1	1.0	0.5	
PERFORACION - CRUCERO	Operario & ayudante	Pies perforados	Pies/Min	6.0	1.3	11.4	4.6	2.3	
VOLADURA - CRUCERO	Maestro & ayudante	Taladros cargados	Min/tal	3.5	20.9	0.7	0.2	0.1	
TOTAL						36.2	40.2	15.7	7.9

Fuente: Area Planeamiento UM Pallancata

CUADRO N° 6: KPI total de las actividades del ciclo de minado, sin incluir el muestreo

Actividad muestreo: (1 pareja de muestreros)

Ahora, incluyendo el Muestreo como actividad dentro del ciclo de minado, cuyas actividades son las siguientes:

SUBACTIVIDADES		UNIDAD	CANTIDAD
1	Lavado de hastiales del crucero	Min	5
2	Ubicación de la contra (canal anterior), y delimitación por cada cambio de litología, estructura o textura de la roca, siendo el ancho mínimo de 0.30 m y el máximo de 1.0 m.	Min	3
3	limpieza del canal a muestrear con martillo rotopercutor,	Min	10
4	Recolección de las muestras, que depende de la granulometría (de 3.5 a 4 kg.).	Min	40
5	Cambio entre canal y canal	Min	2
6	Descripción de la mineralogía/litología de la muestra, ancho de labor, ancho de canal, ancho de veta, buzamiento de veta, y croquis	Min	10
7	Etiquetado y amarrado de las muestras, (Se realiza después de cada muestra)	Min	10
8	Evaluación de la continuidad de la estructura (delimitación de ore)	Min	10
	Tiempo total de Muestreo	Min	90
	Metros muestreados	Mt	3
	KPI (Estimado)	Mts/Hr	2.0

Fuente: Area Planeamiento UM Pallancata

CCUADRO N° 7: Activiades detalladas del muestreo

ACTIVIDADES DE MUESTREO EN UNA GUARDIA NORMAL

ITEMS	COD	ACTIVIDADES MUESTREO DE CRUCERO	INICIO	FIN	DIF
1	1	Coordinación Cambio de Turno	07:30	08:00	00:30
2	2	Traslado de superficie a la mina	08:00	08:40	00:40
3	2	Traslado de Interior Mina a la labor específica	08:40	09:00	00:20
4	3	Muestreo en cruceo (hastiales) y evaluación de continuidad	09:00	10:30	01:30
5	2	Traslado a otra labor	10:30	10:45	00:15
6	4	Muestreo en labores de avance (frente)	10:45	11:45	01:00
7	2	Traslado de la labor al Comedor	11:45	12:00	00:15
8	5	Almuerzo	12:00	12:45	00:45
9	2	Retorno a labor	12:45	13:00	00:15
10	4	Muestreo en labores de avance (frente)	13:00	14:00	01:00
11	2	Traslado a otra labor	14:00	14:15	00:15
12	3	Muestreo en cruceo (hastiales) y evaluación de continuidad	14:15	15:45	01:30
13	2	Traslado a otra labor	15:45	16:00	00:15
14	3	Muestreo en cruceo (hastiales) y evaluación de continuidad	16:00	17:30	01:30
15	2	Traslado a Mina a superficie	17:30	18:00	00:30
16	6	Elaboración de reportes	18:00	19:30	01:30
					12:00

Fuente: Area Planeamiento UM Pallancata

CUADRO N° 8: Rutina de muestreo en una guardia normal

RESUMEN

COD.	ACTIVIDAD	TIEMPO
1	Coordinación Cambio de Turno	0:30
2	Traslados (Entrada y Salida)	2:45
3	Muestreo en hastiales y evaluación de continuidad	4:30
4	Muestreo en frente	2:00
5	Almuerzo	0:45
6	Elaboración de reportes	1:30
		12:00

Actividades Muestreo (Resumen)

	Unidad	Cantidad
Mts Lineales de Muestreo x Hora x Pareja	Mt/Hr	2.0
Horas Efectivas de Muestreo	Hr/gdia	4.5

Cap_Mdo x Guardia (mts Lineales)	Mt/gdia	9
Horas requeridas de Muestreo por Cx	Hr/Cx(15m.)	7.50
Guardias Equivalente	gdia/Cx(15m.)	1.67

KPI Muestreo

Incluyendo al muestreo dentro del ciclo de minado, tendríamos:

ACTIVIDAD	PERSONAL	DESCRIPCIÓN UO (*)	METRICA	CANTIDAD	KPI/mt_tj	HORAS Requer	GUARDIA Requer	DIAS Requer
VENTILACIÓN - CRUCERO	Tecnico & Ayudante	Horas necesarias de ventilación	Hr	-	-	0.5	0.2	0.1
DESATE - CRUCERO	Maestro & ayudante	Metros de tajo desatados	Mts/Hr	6.0	5.5	2.7	1.1	0.5
SOSTENIMIENTO - CRUCERO	Maestro & ayudante	Metros cuadrados sostenidos	M2/Hr	2.4	2.8	5.4	2.2	1.1
LIMPIEZA CRUCERO	Operario	Toneladas de Mineral Acarreados	Ton/Hr	117.0	0.5	14.4	6.4	3.2
LEVANTAMIENTO TOPOG - CRUCERO	Tecnico & Ayudante	Estaciones Levantados	Estac/Hr	2.9	5.1	5.1	1.0	0.5
PERFORACION - CRUCERO	Operario & ayudante	Pies perforados	Pies/Min	6.0	1.3	11.4	4.6	2.3
VOLADURA - CRUCERO	Maestro & ayudante	Taladros cargados	Min/tal	3.5	20.9	0.7	0.2	0.1
MUESTREO	Maestro & ayudante	Metros muestreados	Mts/Hr	2.0	2.0	7.5	1.7	0.8
TOTAL						38.2	47.7	8.7

Fuente: Elaboración propia

CUADRO N° 9: KPI total de las actividades del ciclo de minado incluyendo el muestreo. Por lo tanto, se observa que para la preparación de un tajo de 15 m de longitud transversal (Taladros Largos - SARC) con la metodología de muestreo de hastiales en paneles se necesitó 8.7 días.

4.2.1.1 Preparación en simultaneo de 5 paneles con muestreo en hastiales

Considerando ahora la preparación de varias labores en un mismo nivel, (se replica de forma similar en el nivel superior), teniendo 50

m. de longitud de largo (paralelo al ore) con 15 m. de avance transversal de cruceros, que definen finalmente 10 m. de ancho de ore en promedio, tal como muestra la siguiente gráfica.

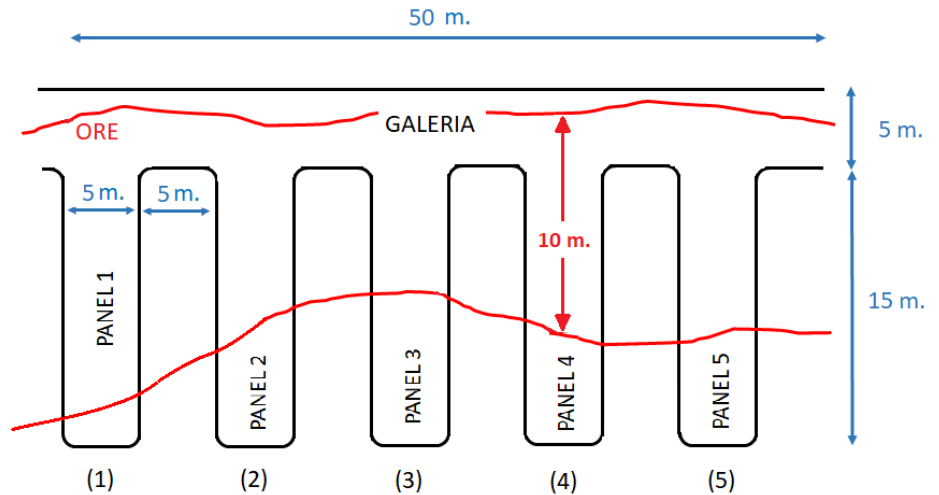


FIGURA N° 30: Probable potencia de ore de 10 m. en un tramo longitudinal de 50 m. que se descubrió con preparación de 5 paneles de 5 m. de ancho y un avance de 15 m.

Tenemos que en una guardia de 12 horas se puede muestrear 9 metros (por KPI, anteriormente obtenido), y sabemos que cada panel no avanza de golpe 9 m, mas bien se podría avanzar en el mejor de los casos 3 m. por disparo (eso considerando la perforación con taladros de 16 pies), Por lo tanto en una guardia se podría muestrear 3 paneles de 3 m. de avance cada una.

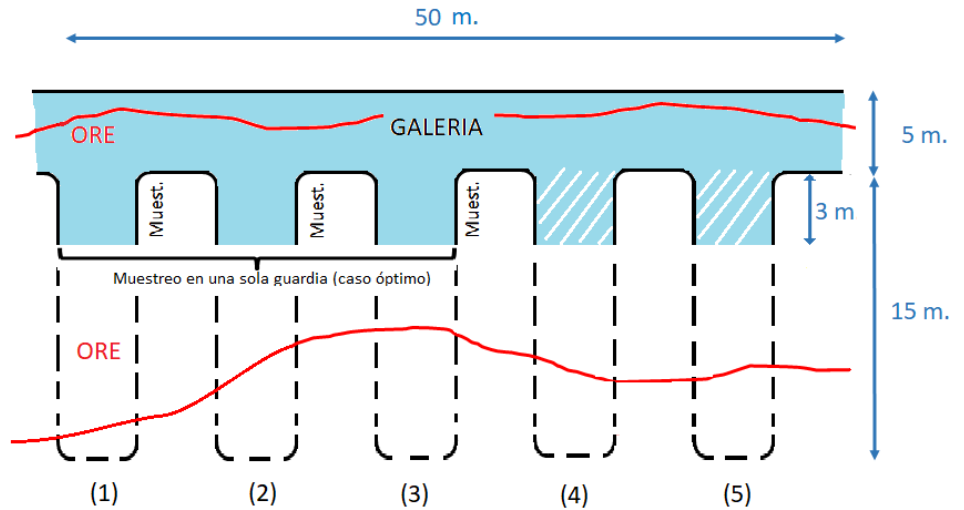


FIGURA N° 31: Caso óptimo para muestreo en hastiales: 3 paneles en una sola guardia

Luego se tiene para 5 paneles, los siguientes tiempos de ejecución:

MUESTREO EN HASTIALES				
	Avance por panel (m.)	Avance total (m.)	Tiempo (guardia)	Tiempo (día)
1 panel	15	15	1.7	0.8
5 paneles	15	75	8.3	4.2
ACTIVIDADES DE CICLO DE MINADO EN PANELES				
	Avance por panel (m.)	Avance total (m.)	Tiempo (guardia)	Tiempo (día)
1 panel	15	15	15.7	7.9
5 paneles	15	75	78.5	39.3
TIEMPO REQUERIDO TOTAL PARA 5 PANELES				43.4

En consecuencia, para la preparación de los 5 cruceros, se requiere

43.4 días

4.2.2 Tiempos de preparación de tajeo con sondajes de Ore Control:

Aplicamos esta metodología en Pallancata para vetas anchas (empezamos a aplicar después del descubrimiento de la Veta Pablo). Este método permite entregar la información geológica de una forma más rápida y efectiva, que no retrasa ni genera incertidumbres en el área operativa para la planificación de preparación de tajeos. Consiste en perforar sondajes diamantinos cortos horizontales paralelos separados cada 10 m. para definir en el menor tiempo posible los contactos del ore. Esto permitió dar mayor agilidad al proceso productivo ya que la perforación por guardia es de aproximadamente 15 m. (que en el caso del muestreo en hastiales podría llegar hasta 3 días o más, como veremos más adelante). Luego de la perforación los geólogos de Ore Control evalúan los cores y determinan si continúa o no el sondaje. En caso se paraliza el sondaje, este pasa al siguiente y paralelamente se muestrean los testigos y se mandan analizar al laboratorio.

Con la ejecución de 5 sondajes y con la interpretación de los resultados de los ensayos químicos se puede interpretar y elaborar el modelo que involucra 50 m. de longitud disponibles para la preparación de tajeos.

Describimos actividades principales con esta metodología para obtener los KPI para cada actividad y posteriormente comparamos los tiempos entre ambos métodos.

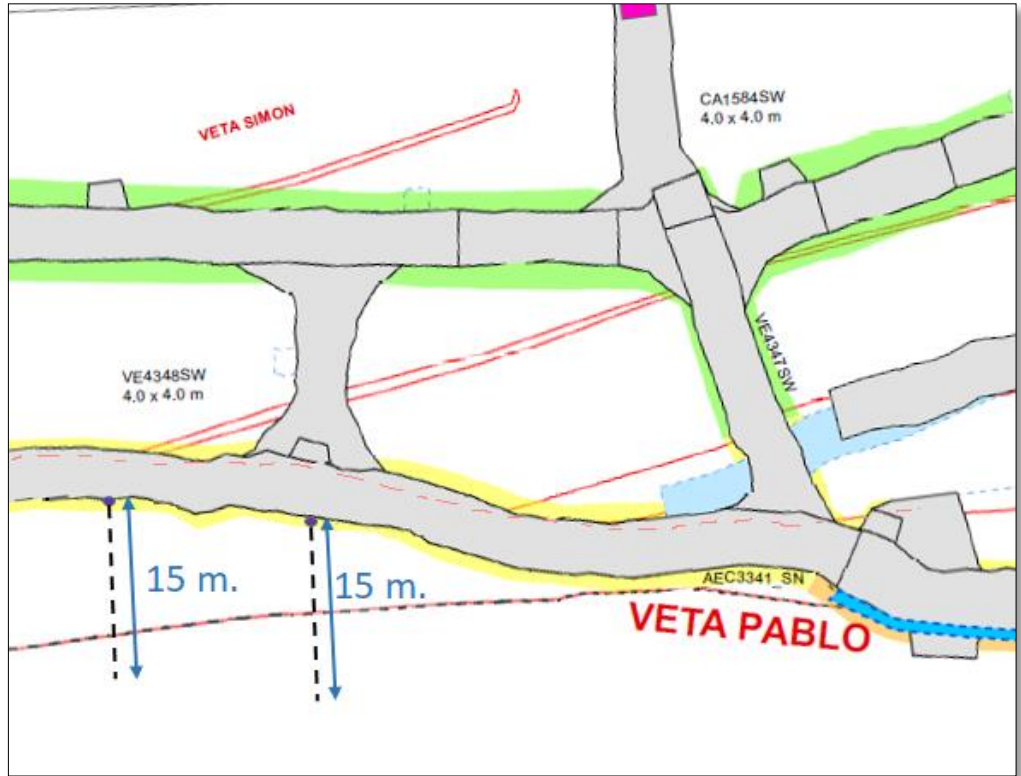


FIGURA N° 32: Proyectos de sondajes que llegan a 15 m. o más para cruzar completamente el modelo y definir los contactos económicos (ore) para posterior preparación de tajo con crucero desquinche. Los Sondajes Ore Control brindan información geológica certera de los límites del ore

Actividad: perforación diamantina (sondajes ore control)

Datos:

Perforistas: 3

Longitud de tajo: 15

SUBACTIVIDADES		UNIDAD	CANTIDAD
1	Encendido de la unidad de potencia de la máquina de perforación diamantina	Min	30
2	Armado del core barel (loockin coupling adapter couplin, anillo de bronce, anillo de acero, reming Shell, corona) y tubo interior (core lifter, core lifter case, stop ring cabezal y tubo interior).	Min	30
3	Insertado del tubo interior dentro del core barel	Min	10
4	Operación de la perforación en secuencia	Min	260
5	Retiro de tubo interior con muestra e inserción de tuno interior vacía (en varias secuencias)	Min	15
6	Embonado e incremento de los sub siguientes tubos a la columna de perforación hasta llegar ala profundidad indicada	Min	10
7	Vaciado de la muestra del tubo interior a la canaleta porta muestra en orden	Min	15
8	Armado en forma correlativa de la muestra en sus respectivas cajas cuidando en todo momento la calidad de la muestra.	Min	10
9	Medición de los testigos con el flexómetro y colocado de tacos de acuerdo al avance o recuperación de cada corrida.	Min	10
		Min	390
		Mt	15
	KPI (Estimado)	Mts/Hr	2.4

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 10: Actividades Perforación Diamantina (detalle)

ACTIVIDADES DE PERFORACIÓN DIAMANTINA EN UNA GUARDIA NORMAL:

ITEMS	COD	ACTIVIDADES PERFORACIÓN OC	INICIO	FIN	DIF
1	1	Reparto de guardia	7:30	8:00	0:30
2	2	Traslado de superficie a la mina	8:00	8:40	0:40
3	2	Traslado de Interior Mina a la labor específica	8:40	9:00	0:20
4	3	Instalación y estandarización	9:00	10:00	1:00
5	4	Llenado de las herramientas de gestión	10:00	10:30	0:30
6	5	Perforación	10:30	11:50	1:20
7	2	Traslado de la labor al Comedor	11:50	12:05	0:15
8	6	Almuerzo	12:05	12:45	0:40
9	2	Retorno a labor	12:45	13:00	0:15
10	5	Perforación	13:00	18:30	5:30
11	3	Desinstalación	18:30	19:00	0:30
12	2	Traslado de mina a superficie	19:00	19:30	0:30
					12:00

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 11: Rutina de Perforación diamantina de sondajes OC en una guardia normal

RESUMEN:

COD.	ACTIVIDAD	TIEMPO	
1	Coordinacion Cambio de Turno	00:30	
2	Traslados (Entrada y Salida)	02:00	
3	Instalación y desinstalación	01:30	
4	Llenado de las herramientas de gestión	00:30	
5	Perforación	06:50	6.8
6	Almuerzo	00:40	
		12:00	

Actividades perforación diamantina (Resumen)

	Unidad	Cantidad
Mts Lineales de Perforación x Hora x Grupo	Mt/Hr	2.4
Horas Efectivas de Perforación	Hr/gdia	6.8

Cap_Perforación x Guardia (mts Lineales)	Mt/gdia	16
Horas requeridas de perforación	Hr/Cx(15m.)	6.33
Guardias Equivalente	gdia/Cx(15m.)	0.93

KPI Perforación diamantina Sondajes Ore Control

Las demás actividades del ciclo de minado ya no se consideran, ya que para el inicio de la perforación diamantina se tiene que contar con un ala completa liberada (una galería o subnivel pudiendo tener 50 o 100 m. de longitud), en el que no se tiene que realizar ninguna actividad operativa adicional (perforación, voladura, limpieza, acarreo de mineral, etc.) excepto la perforación de los sondajes hasta su culminación. Recién después de culminado, el área operativa ingresa nuevamente a la labor para empezar con la preparación de los tajeos, pero teniendo ya la información geológica

completa, en la cual pueden optar por desquinces o pequeños cruceros, eligiendo la forma más rápida de preparación de labores.

Sin embargo, si consideramos las actividades geológicas posteriores a la perforación, tales como muestreo de testigos y asimismo marcado y logueo de sondajes, teniendo en cuenta los siguientes datos:

Muestreo de Testigos	Unidad	Cantidad
Mts Lineales de muestreo de testigos x Hora x Grupo	Mt/Hr	6
Horas Efectivas de muestreo de testigos	Hr/gdia	5
Cap_muestreo x Guardia (mts Lineales)	Mt/gdia	30
Horas requeridas de muestreo de testigos	Hr/Cx	2.5
Guardias Equivalente	gdia/Cx	0.5

KPI muestreo de testigos de sondajes Ore Control

Logueo de sondajes Ore Control	Unidad	Cantidad
Mts Lineales de logueo x Hora	Mt/Hr	16
Horas Efectivas de logueo	Hr/gdia	2.5
Cap_logueo x Guardia (mts Lineales)	Mt/gdia	40
Horas requeridas de logueo	Hr/Cx	0.9375
Guardias Equivalente	gdia/Cx	0.375

KPI logueo de sondajes Ore Control

Así, el tiempo requerido final para la ejecución de un sondaje Ore Control de 15 m. junto con el muestreo y logueo es de 1 día:

ACTIVIDAD	PERSONAL	DESCRIPCIÓN UO (*)	METRICA	CANTIDAD	KPI/mt_tj	HORAS Requer	GUARDIA Requer	DIAS Requer	
VENTILACIÓN - Gal. o SN PRINCIPAL	Tecnico & Ayudante	Horas necesarias de ventilación	Hr	-	-	0.3	0.2	0.1	
PERFORACION DIAMANTICA SONDAJES OC	Maestro & 2 ayudantes	Metros perforados	Mts/Hr	2.4	-	6.3	0.9	0.5	
MARCADO Y LOGUEO DEL SONDAJE	Geólogo de Ore control	Metros logueados	Mts/Hr	16.0	-	0.9	0.4	0.2	
MUESTREO DEL SONDAJE	Maestro & 1 ayudante	Metros muestreados	Mts/Hr	6.0	-	2.5	0.5	0.3	
TOTAL						0.0	10.1	2.0	1.0

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 12: Tiempo requerido para la perforación diamantina de un tajo de 15 m. de potencia

Ahora, considerando que el sondaje cortó el contacto del ore a los 10 m. de avance y siendo los otros 5 m. material estéril, la preparación (crucero) para el tajeo solo será de 12 m. (avanzando 2 m. adicionales en desmonte que sería margen bastante amplio para la maniobrabilidad de los equipos de perforación de taladros largos verticales).

ACTIVIDAD	PERSONAL	DESCRIPCIÓN UO (*)	METRICA	CANTIDA D	KPI/mt_tj	HORAS Requer	GUARDIA Requer	DIAS Requer	
VENTILACIÓN - CRUCERO	Tecnico & Ayudante	Horas necesarias de ventilación	Hr	-	-	0.5	0.2	0.1	
DESATE - CRUCERO	Maestro & ayudante	Metros de tajo desatados	Mts/Hr	6.0	5.5	2.2	0.9	0.4	
SOSTENIMIENTO - CRUCERO	Maestro & ayudante	Metros cuadrados sostenidos	M2/Hr	2.4	2.8	4.5	1.8	0.9	
LIMPIEZA CRUCERO	Operario	Toneladas de Mineral Acarreados	Ton/Hr	117.0	0.5	12.5	5.6	2.8	
LEVANTAMIENTO TOPOG - CRUCERO	Tecnico & Ayudante	Estaciones Levantados	Estac/Hr	2.9	5.1	4.1	0.8	0.4	
PERFORACION - CRUCERO	Operario & ayudante	Pies perforados	Pies/Min	6.0	1.3	9.1	3.7	1.8	
VOLADURA - CRUCERO	Maestro & ayudante	Taladros cargados	Min/tal	3.5	20.9	0.6	0.2	0.1	
TOTAL						36.2	33.5	13.1	6.5

Fuente: Area Planeamiento UM Pallancata

CUADRO N° 13: KPI de ciclo de minado para preparación de crucero de 12 m de longitud transversal que constituyen 6.5 días requeridos

Entonces, el tiempo total ejecutado de la metodología de perforación de sondajes Ore Control junto a la preparación (de 12 m.) de crucero para el tajo es de 7.5 días

ACTIVIDAD	PERSONAL	DESCRIPCIÓN UO (*)	METRICA	CANTIDAD	KPI/mt_tj	HORAS Requer	GUARDIA Requer	DIAS Requer	
VENTILACIÓN - Gal. o SN PRINCIPAL	Tecnico & Ayudante	Horas necesarias de ventilación	Hr	-	-	0.3	0.2	0.1	
PERFORACION DIAMANTICA SONDAJES OC	Maestro & 2 ayudantes	Metros perforados	Mts/Hr	2.4	-	6.3	0.9	0.5	
MARCADO Y LOGUEO DEL SONDAJE	Geólogo de Ore control	Metros logueados	Mts/Hr	16.0	-	0.9	0.4	0.2	
MUESTREO DEL SONDAJE	Maestro & 1 ayudante	Metros muestreados	Mts/Hr	6.0	-	2.5	0.5	0.3	
SUB - TOTAL						0.0	10.1	2.0	1.0
VENTILACIÓN - CRUCERO	Tecnico & Ayudante	Horas necesarias de ventilación	Hr	-	-	0.5	0.2	0.1	
DESATE - CRUCERO	Maestro & ayudante	Metros de tajo desatados	Mts/Hr	6.0	5.5	2.2	0.9	0.4	
SOSTENIMIENTO - CRUCERO	Maestro & ayudante	Metros cuadrados sostenidos	M2/Hr	2.4	2.8	4.5	1.8	0.9	
LIMPIEZA CRUCERO	Operario	Toneladas de Mineral Acarreados	Ton/Hr	117.0	0.5	12.5	5.6	2.8	
LEVANTAMIENTO TOPOG - CRUCERO	Tecnico & Ayudante	Estaciones Levantados	Estac/Hr	2.9	5.1	4.1	0.8	0.4	
PERFORACION - CRUCERO	Operario & ayudante	Pies perforados	Pies/Min	6.0	1.3	9.1	3.7	1.8	
VOLADURA - CRUCERO	Maestro & ayudante	Taladros cargados	Min/tal	3.5	20.9	0.6	0.2	0.1	
SUB - TOTAL						36.2	33.5	13.1	6.5
TOTAL						36.2	43.6	15.1	7.5

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 14: KPI total de ciclo de minado con las actividades de perforación de sondajes ore control y las actividades propias del ciclo de minado para preparación de crucero de 12 m de longitud transversal.

La diferencia de tiempos en la ejecución de ambos métodos para un tajo, cuyo mineral económico (ore) comprende un área 5 x 10 m.se explica:

- Método de muestreo en hastiales con de preparación en crucero: 8.7 días
- Método de perforación de sondaje Ore Control: 7.5 días
- Diferencia 1.1 día

Se evidencia aún mejor en un área más grande, en el que se dan preparaciones en paralelo con paneles intercalados. Así para un área de 50 x 10 m de ore, se tiene:

- Método de muestreo en hastiales con de preparación en cruceros: 43.4 días
- Método de perforación de sondaje Ore Control: 37.7 días
- Diferencia 5.6 días

4.2.2.1 Preparación en simultáneo de 5 paneles con perforación de sondajes Ore Control

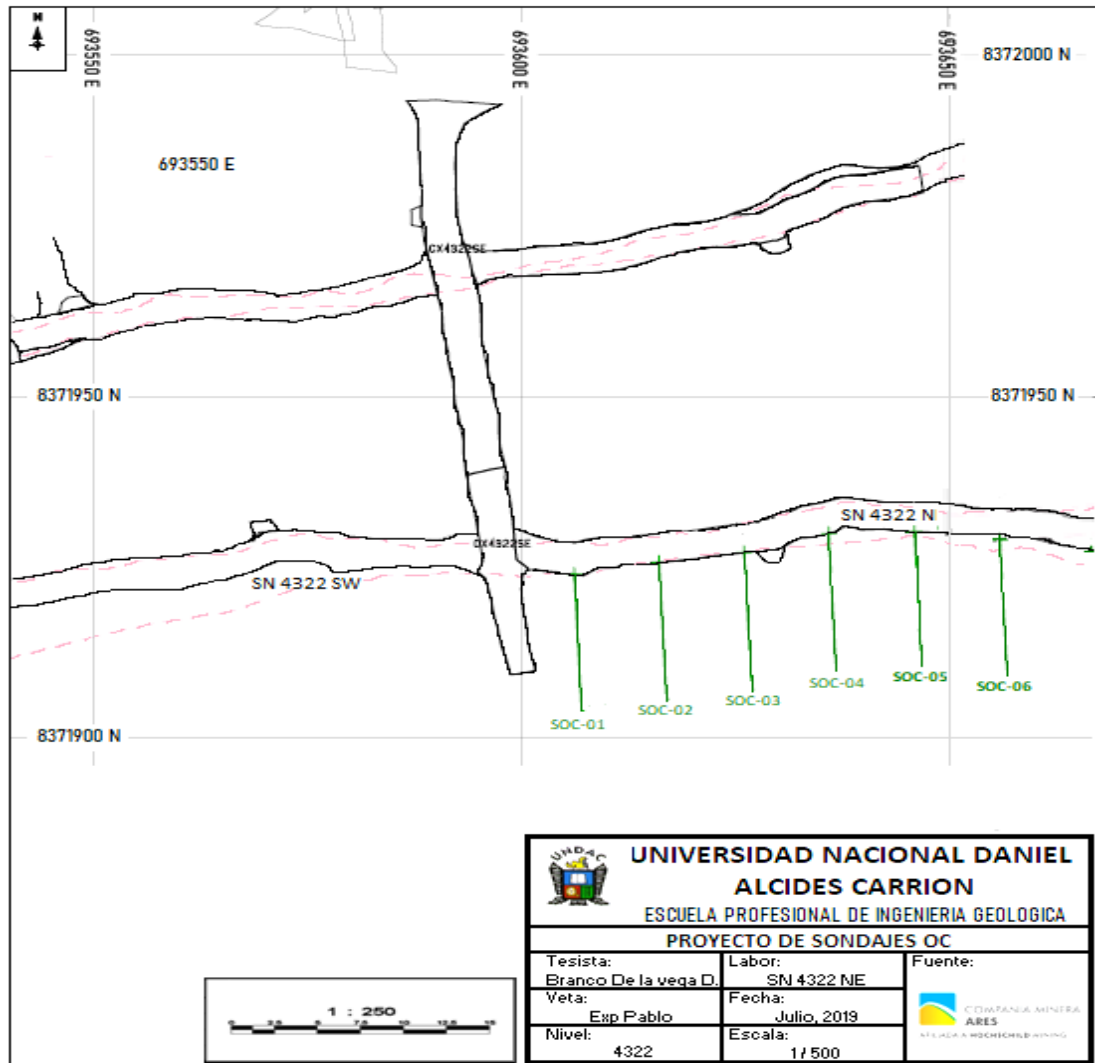
Para 5 paneles hemos considerado la preparación de labores cruceros para tajeos en las mismas dimensiones: 50 m. de longitud (paralela a la veta), con 15 m. de avance transversal. Y obtuvimos el tiempo total requerido.

Para 50 m. de longitud se requieren 5 sondajes Ore Control paralelas separadas cada 10 m.

PROGRAMA SONDAJES DE ORE CONTROL - VETA EXPLORADOR PABLO												
1er TRAMO NIVEL 4322												
VETA	NIVEL	TIPO DDH	N° DDH	CORDENADAS			Az °)	Dip °)	Long m)	Total m)	Costo US\$/m	TOTAL US\$
				Este	Norte	Cota						
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-01	693606.22	8371924.00	4323.07	177.54	0.00	15	15	96	1,440
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-02	693616.15	8371925.70	4323.07	177.54	0.00	15	15	96	1,440
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-03	693626.10	8371927.12	4323.07	177.54	0.00	15	15	96	1,440
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-04	693635.99	8371929.93	4323.07	177.54	0.00	15	15	96	1,440
Explorador Pablo	4322	Lateral	SOC-05	693645.99	8371930.20	4323.07	177.54	0.00	15	15	96	1,440
Total metros			5						75	75	7,200	

Fuente: Area Geología

CUADRO N° 15: Datos de ubicación, azimut y longitud de un programa de sondajes Ore Control



PLANO N° 12: Proyecto de 5 sondajes OreControl de 15 m. de longitud.

Considerando que las actividades de perforación de un sondaje ore control de 15 m, incluyendo su muestreo y logueo en Core Shack se realiza en casi 1 día, lo que significa que 5 sondajes se obtienen en 5 días, No obstante, a estos procesos le añadimos las actividades propias del ciclo de minado para la preparación de los tajos, resaltando que para estas últimas se consideran solamente 12 m. de avance por panel, ya que el ore fue cruzado completamente a los 10 m. y ya no hay necesidad de más metros de avance. Esta información no se podría haber obtenido con la ejecución directa de los paneles.

	Avance por panel (m.)	Avance total (m.)	Tiempo (guardia)	Tiempo (día)
MUESTREO DE SONDAJES ORE CONTROL				
1 panel	15	15	2.0	1.0
5 paneles	15	75	10.0	5.0
ACTIVIDADES DE CICLO DE MINADO EN PANELES				
1 panel	12	12	13.1	6.5
5 paneles	12	60	65.5	32.7
TIEMPO REQUERIDO TOTAL PARA 5 PANELES				37.7

Para la preparación de los 5 cruceros, se requiere **37.7** días

4.2.3 Costos de muestreo de hastiales en paneles vs costos de muestreo de sondajes Ore Control

Consideramos los costos reales del ejercicio anterior (año anterior a la presentación de esta tesis). Para realizar un comparativo real entre ambas metodologías hemos desglosado por partidas los costos involucrados en cada actividad, y hemos ponderado de acuerdo a su incidencia para luego obtener costos unitarios por metro de avance.

4.2.4 Costo de metodología de muestreo en hastiales

Intervienen 3 grupos: Costos operativos reflejado en el costo de preparación de crucero por metro lineal, costo de gestión geológica por metro lineal y costo de laboratorio por metro lineal de avance.

4.2.4.1 Costo de preparación de crucero por metro lineal

Para una sección de 5 x 4 m, que es lo que se realiza para cruceros de preparación de tajos frecuentemente, se tiene el siguiente costo ya preestablecido, el cual la realiza y cobra una empresa tercerizada especialista en avances:

DESCRIPCION	TOTAL (USD\$/m.)
Planilla	182.32
Aceros	43.2
Explosivos y Accesorios	91.02
Equipos	208.88
Combustible	86.05
Sostenimiento	378.09
Suministro, Ferrería, Herramientas y Otros	143.02
Transporte Mineral	159.33
Gastos Generales	356.42
Utilidades	57.6
Costo Preparación Cx / m. lineal (USD\$/m.)	1705.93

Fuente: Área Costos UM Pallancata

CUADRO N° 16: KPI de ciclo de minado para preparación de cruceo de 12 m de longitud transversal que constituyen 6.5 días requeridos

4.2.4.2 Costo de gestión geológica por metro de avance lineal

Los costos de la gestión geológica incluyen los costos de supervisión, topografía, muestreo y opex, sin embargo, todas estas partidas tienen diferentes porcentajes de incidencia sobre la actividad de muestreo en hastiales.

En el anexo 10 se detallan los costos totales de la gestión geológica.

En el siguiente cuadro se resumen los sueldos por cada personal involucrado en la actividad y el porcentaje de sus beneficios sociales, sumado a los materiales, suministros, equipos y servicios de terceros que intervienen

GESTION GEOLOGICA PARA MUESTREO EN HASTIALES DE PANELES		
MUESTREO		
SUELDO MENSUAL		T.CAMBIO: 3.50
MAESTRO MUESTRERO	2750 S/.	785.71 USD\$
AYUDANTE MUESTRERO	2550 S/.	728.57 USD\$
BENEFICIOS SOCIALES		84.26 %
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS		
CONSUMIBLES Y SERVICIOS	-	1,974.63 USD\$
DATOS DE RENDIMIENTO		
GUARDIA EN HORAS	-	12.00 h
HORAS DE MUESTREO POR GUARDIA	-	4.50 h
METROS DE MUESTREO POR CRUCERO POR GUARDIA	-	9.00 m.
TOPOGRAFIA		
SUELDO MENSUAL		T.CAMBIO: 3.50
TOPOGRAFO	3000 S/.	857.14 USD\$
AYUDANTE DE TOPOGRAFO	2600 S/.	742.86 USD\$
BENEFICIOS SOCIALES		82.75 %
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS		
CONSUMIBLES Y SERVICIOS	-	742.28 USD\$
DATOS DE RENDIMIENTO		
GUARDIA EN HORAS	-	12.00 h
HORAS LEV. TOPOGRÁFICO POR GUARDIA	-	5.00 h
METROS LEVANTADOS POR CRUCERO POR GUARDIA	-	13.60 m.
SUPERVISION		
SUELDO MENSUAL		T.CAMBIO: 3.50
GEOLOGO ORE CONTROL	6500 S/.	1,857.14 USD\$
ASISTENTE GEOLOGO DE ORE CONTROL	4500 S/.	1,285.71 USD\$
TECNICO ORE CONTROL	3800 S/.	1,085.71 USD\$
BENEFICIOS SOCIALES		62.74 %
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS		
CONSUMIBLES Y SERVICIOS	-	196.02 USD\$
DATOS DE RENDIMIENTO		
GUARDIA EN HORAS	-	12.00 h
HORAS MAPEO Y EVAL GEOLOGICA POR GUARDIA	-	3.00 h
METROS DE EVAL GEOLÓGICA POR CX POR GUARDIA	-	15.00 m.
OPEX GEOLOGÍA		
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS		MENSUAL
CONSUMIBLES MENSUAL (ENERGÍA, COMUNICACIÓN, ETC.)		770.05 USD\$

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 17: Sueldos mensuales, materiales y suministros y otros servicios deducidos al mes. Asimismo, rendimientos de las actividades del personal involucrado por guardia.

Factor de incidencia:

El trabajo de muestreros, topógrafos y de geólogos inciden directamente en el costo por metro lineal para el método de muestreo en hastiales. Sin embargo, tienen diferentes porcentajes de incidencia. Este factor de incidencia los estipulamos de la siguiente forma:

FACTOR DE INCIDENCIA (FI) = KPI de actividad (h/m) x porcentaje de horas efectivas de actividad por guardia (h/Gdia).

Es decir:

$$FI = \text{KPI de Activ. (h/m)} \times \text{Efectiv. (h/Gdia)} \%$$

La actividad puede ser: muestreo, levantamiento topográfico o mapeo/Eval. geológica.

FACTOR DE INCIDENCIA PARA MUESTREO:

FI = KPI de muestreo(h/m) x Porcentaje (horas efectivas de muestreo / Gdia)

$$FI = 0.5 \times 37.5 \%$$

$$FI = 18.75 \%$$

FACTOR DE INCIDENCIA PARA LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO:

FI = KPI de Levantam. Topog. (h/m) x Porc (horas efectivas de Levant. Topog./ Gdia)

FI = 0.37 x 41.67 %

FI = 15.32 %

FACTOR DE INCIDENCIA DE MAPEO/EVALUACION GEOLOGICA:

FI = KPI de Eval geológica (h/m) x (Hora efectivas de Eval. Geol. / Gda)

FI = 0.20 x 25.00 %

FI = 5.00 %

Con estos factores deducimos los costos unitarios del personal, de los materiales y suministros, de los servicios de terceros entre otros.

COSTOS UNITARIOS POR METRO LINEAL - GESTION GEOLOGICA (USD\$/m)				
MUESTREO				
PERSONAL	CANT.	SUELDO DIA USD\$	FI (%)	COSTO USD\$
MAESTRO MUESTRERO	1	26.19	18.75	4.91
AYUDANTE MUESTRERO	1	24.29	18.75	4.55
SUBTOTAL SUELDOS USD%/m				9.46
BENEFICIOS SOCIALES (84.26%)				7.97
TOTAL SUELDOS MAS BS USD\$/m				17.44
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS		COSTO DIA USD\$	FI (%)	COSTO USD\$
CONSUMIBLES Y SERVICIOS		65.82	18.75	12.34
TOTAL MUESTREO USD\$/m				29.78
TOPOGRAFIA				
PERSONAL	CANT.	SUELDO DIA USD\$	FI (%)	COSTO USD\$
TOPOGRAFO	1	28.57	15.32	4.38
AYUDANTE DE TOPOGRAFO	1	24.76	15.32	3.79
SUBTOTAL SUELDOS USD%/m				8.17
BENEFICIOS SOCIALES (82.75%)				6.76
TOTAL SUELDOS MAS BS USD\$/m				14.93
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS		COSTO DIA USD\$	FI (%)	COSTO USD\$
CONSUMIBLES Y SERVICIOS		24.74	15.32	3.79
TOTAL TOPOGRAFIA USD\$/m				18.72
SUPERVISION				
PERSONAL	CANT.	SUELDO DIA USD\$	FI (%)	COSTO USD\$
GEOLOGO JEFE ORE CONTROL	1	61.90	5.00	3.10
GEOLOGO ASISTENTE ORE CONTROL	1	42.86	5.00	2.14
TECNICO ORE CONTROL	1	36.19	5.00	1.81
SUBTOTAL SUELDOS USD%/m				7.05
BENEFICIOS SOCIALES (62.74%)				4.42
TOTAL USD\$/m				11.47
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS		COSTO DIA USD\$	FI (%)	COSTO USD\$
CONSUMIBLES Y SERVICIOS		16.33	5.00	0.82
TOTAL SUPERVISION USD\$/m				12.29
OPEX GEOLOGIA				
SERVICIOS DE TERCEROS, MATERIALES E INSUMOS		COSTO DIA USD\$	FI (%)	COSTO USD\$
CONSUMIBLES MENSUAL (ENERGÍA, COMUNICACIÓN, ETC.)		25.67	18.75	4.81
TOTAL OPEX GEOLOGIA USD\$/m				4.81
GRAN TOTAL GESTION GEOLOGICA				65.60

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 18: Costos unitarios de la gestión geológica por metro lineal de avance para método de muestreo en hastiales.

4.2.4.3 Costo de servicio de laboratorio

Para el costo unitario por metro lineal, en primer lugar, obtuvimos el costo muestra por muestra, el cual lo obtuvimos directamente distribuyendo el costo anual de laboratorio (véase anexo 12) entre el número de muestras geológicas procesadas al año y a este resultado lo multiplicamos por el número de muestras necesarias en ambos hastiales de un panel (5 muestras por metro lineal).

ANÁLISIS UNITARIO	TOTAL (USD\$/m.)
Servicio Laboratorio Químico (USD\$)	957,735.57
Total Muestras (N°)	49,874.00
Costo por muestra (USD\$)	19.20
N° muestras /m. lineal	2.50
N° muestras /m. lineal (2 hastiales)	5.00
Costo Laboratorio Químico / m. lineal (USD\$/m.)	96.02

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 19: Costo de servicio de laboratorio por muestra y por metro lineal

Por lo tanto, la metodología de muestreo en hastiales involucra directamente a los 3 grupos principales: costo operativo por metro de avance lineal, costo de gestión geológica por metro lineal y costo de servicio de laboratorio prorrateado también por metro lineal de avance, haciendo en total:

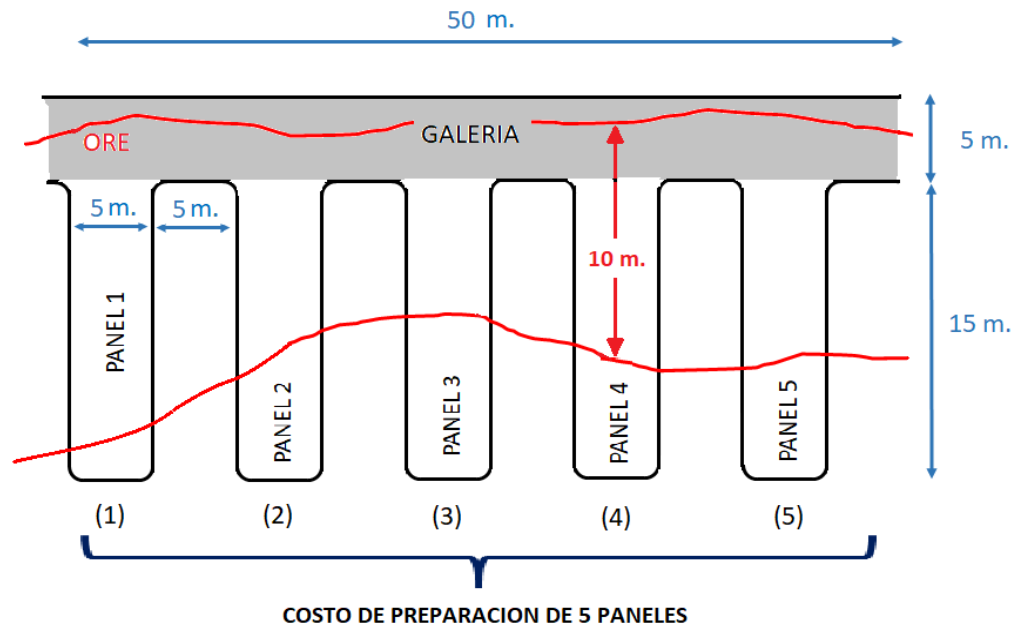
ITEM	UNIDAD (USD\$/m.)
COSTO OPERATIVO (MINA)	
Costo Preparación Cx / m. lineal	1705.93
COSTO GESTION GEOLOGICA	
Costo gestión geológica para Cx/m lineal	65.60
COSTO DE SERVICIO DE LABORATORIO QUIMICO	
Costo Laboratorio Químico / m. lineal	96.02
COSTO UNITARIO TOTAL POR m. DE AVANCE LINEAL C)	1867.55

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 20: Costo unitario total de un metro de avance lineal con el método de muestreo en hastiales

En consecuencia, el costo total por avance de 1 panel de 15 m. y de 5 paneles de la misma longitud, con la metodología de muestreo en hastiales es el siguiente:

1 panel de 15 m: \$ 28,013.18
 5 paneles de 15 m: \$ 140,065.91



DESCRIPCION	COSTO (USD\$)
1 PANEL (CRUCERO) DE 15 MTS. DE AVANCE	28,013.18
5 PANELES (CRUCEROS) DE 15 MTS. DE AVANCE	140,065.91

FIGURA N° 33: Costo de preparación de 5 paneles para tajeo con método de muestreo en hastiales

4.2.5 Costo metodología de muestreo de sondajes Ore Control:

Para los costos de perforación se consideraron tres grupos: El costo de perforación Ore Control que tiene una partida de costos independiente, el costo de gestión geológica (que involucra únicamente los trabajos y actividades ligadas a la perforación de sondajes OC), y el costo operativo por metro lineal de avance.

4.2.5.1 Costo de perforación Ore Control

La perforación ore control fue realizado por una empresa tercerizada especialista en perforación de sondajes ore control, la cual cobra por metro lineal perforado. Y esto implica que ya tiene distribuidos sus costos directos e indirectos dentro de su estructura de costos, por lo que hace sencillo el cálculo de costo por metro lineal de perforación teniendo que solamente dividir el costo total entre los metros perforados dentro del ejercicio anual.

Cabe resaltar que, dentro de los indirectos ya está involucrado el servicio de laboratorio de las muestras que se obtengan por esta actividad de perforación, por lo que ya no se presenta esta partida de forma independiente como si se hizo en la metodología de muestreo de hastiales.

	TOTAL
SONDAJES ORE CONTROL (USD\$)	964,927.91
SUMINISTROS	8,740.80
61322402 CONSUMO-FERR/CONSTR	7,937.18
61322408 CONSUMO-MERCADERIAS	46.91
61322409 CONSUMO-UTILES OF	756.71
SERVICIOS DE TERCEROS	724,760.53
63111006 TRANSP-FLETES VARIOS	241.24
63141001 GTO VIAJE-ALIMENT	5.07
63211002 HONOR-CONSULT/ASESOR	2,515.09
63311001 FAB Y/O CONSTR	3,982.22
63531001 ALQUILER MQ	182.89
63821003 EMPR SERV-VARIOS	754.6
63931002 SERV-ANALIS/DIRIMENC	11,436.75
63931012 SERV-GEOFIS MAP GEOL	20,394.59
63931029 SERV-PERF DIAM SUBT	685,248.08
CARGAS DE GESTION	14.98
65611003 EXPL-OTROS MAT	14.98
DISTRIBUIBLES	231,411.60
8170001 LABORATORIO QUIMICO	101,246.64
8170005 OPEX LABORATORIO QUÍMICO	9,492.48
8170007 ENERGIA	19,277.19
8170008 ENERGIA PEAJE	101,395.29
Total	964,927.91

DESCRIPCION	CANTIDAD
Costo Perforación Ore Control (USD\$)	964,927.91
Metros lineales perforados (m.)	6839.60
Costo total por metro lineal (USD\$/m.)	141.08

Fuente: Elaboración Propia

CUADROS N° 21) Detalle de costos anual para perforación Ore control. 22)
Promedio de perforación de sondaje Ore Control por metro

4.2.5.2 Costo de gestión geológica para muestreo de sondajes Ore Control

La gestión geológica para el muestreo de sondajes ore control tiene una incidencia indirecta en el avance de una preparación para cruceros, puesto que no se ejecuta en paralelo a esta actividad, sino antes para obtener la información geológica, Sin embargo, las actividades que se realizan tales como levantamiento topográfico de sondaje, marcado y logueo de sondajes y posterior muestreo de testigos, son importantes también para cerrar el círculo

Calculamos el costo unitario de estas actividades por metro lineal.

GESTION GEOLOGICA PARA MUESTREO SONDAJES ORE CONTROL			
MUESTREO			
SUELDO MENSUAL			T.CAMBIO: 3.50
MAESTRO MUESTRERO	2750	S/.	785.71 USD\$
AYUDANTE MUESTRERO	2550	S/.	728.57 USD\$
BENEFICIOS SOCIALES			84.26 %
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS			
CONSUMIBLES Y SERVICIOS	-		1,974.63 USD\$
DATOS DE RENDIMIENTO			
GUARDIA EN HORAS	-		12.00 h
HORAS DE MUESTREO POR GUARDIA	-		5.00 h
METROS DE MUESTREO DE SONDAJES POR GUARDIA	-		30.00 m.
TOPOGRAFIA			
SUELDO MENSUAL			T.CAMBIO: 3.50
TOPOGRAFO	3000	S/.	857.14 USD\$
AYUDANTE DE TOPOGRAFO	2600	S/.	742.86 USD\$
BENEFICIOS SOCIALES			82.75 %
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS			
CONSUMIBLES MENSUAL	-		742.28 USD\$
DATOS DE RENDIMIENTO			
GUARDIA EN HORAS	-		12.00 h
HORAS LEV. TOPOGRÁFICO DE SONDAJES POR GUARDIA	-		2.00 h
METROS LEVANTADOS DE SONDAJE POR GUARDIA	-		40.00 m.
SUPERVISION			
SUELDO MENSUAL			T.CAMBIO: 3.50
GEOLOGO ORE CONTROL	6500	S/.	1,857.14 USD\$
ASISTENTE GEOLOGO DE ORE CONTROL	4500	S/.	1,285.71 USD\$
TECNICO ORE CONTROL	3800	S/.	1,085.71 USD\$
BENEFICIOS SOCIALES			62.74 %
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS			
CONSUMIBLES MENSUAL	-		196.02 USD\$
DATOS DE RENDIMIENTO			
GUARDIA EN HORAS	-		12.00 h
HORAS DE LOGUEO GEOLOGICO POR GUARDIA	-		2.50 h
METROS DE LOGUEO GEOL. POR SONDAJE POR GUARDIA	-		40.00 m.
OPEX GEOLOGÍA			
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS			MENSUAL
CONSUMIBLES MENSUAL (ENERGÍA, COMUNICACIÓN, ETC.)			770.05 USD\$

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 23: Sueldos mensuales, materiales y suministros y otros servicios deducidos al mes. Asimismo, rendimientos de las actividades del personal involucrado para muestreo de sondajes ore control

Factor de Incidencia

Se calcularon las incidencias para cada actividad con los datos del cuadro N° 23 y se obtuvieron los siguientes datos:

FACTOR DE INCIDENCIA PARA MUESTREO DE SONDAJES:

FI = 6.94 %

FACTOR DE INCIDENCIA DE LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO:

FI = 0.83 %

FACTOR DE INCIDENCIA DE MAPEO/EVALUACION GEOLOGICA:

FI: 1.30 %

Por lo tanto obtenemos, los siguientes costos unitarios que se detallan en el siguiente cuadro:

COSTOS UNITARIOS - GESTION GEOLOGICA PERFORACION ORE CONTROL (USD\$/m)				
MUESTREO				
PERSONAL	CANT.	SUELDO DIA USD\$	FI (%)	COSTO USD\$
MAESTRO MUESTRERO	1	26.19	6.94	1.82
AYUDANTE MUESTRERO	1	24.29	6.94	1.69
SUBTOTAL SUELDOS USD%/m				3.51
BENEFICIOS SOCIALES (84.26%)				2.95
TOTAL SUELDOS MAS BS USD\$/m				6.46
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS		COSTO DIA USI	FI (%)	COSTO USD\$
CONSUMIBLES Y SERVICIOS		65.82	6.94	4.57
TOTAL MUESTREO USD\$/m				11.03
TOPOGRAFIA				
PERSONAL	CANT.	SUELDO DIA USD\$	FI (%)	COSTO USD\$
TOPOGRAFO	1	28.57	0.83	0.24
AYUDANTE DE TOPOGRAFO	1	24.76	0.83	0.21
SUBTOTAL SUELDOS USD%/m				0.44
BENEFICIOS SOCIALES (82.75%)				0.37
TOTAL SUELDOS MAS BS USD\$/m				0.81
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS		COSTO DIA USI	FI (%)	COSTO USD\$
CONSUMIBLES Y SERVICIOS		24.74	0.83	0.21
TOTAL TOPOGRAFIA USD\$/m				1.02
SUPERVISION				
PERSONAL	CANT.	SUELDO DIA USD\$	FI (%)	COSTO USD\$
GEOLOGO JEFE ORE CONTROL	1	61.90	1.30	0.81
GEOLOGO ASISTENTE ORE CONTROL	1	42.86	1.30	0.56
TECNICO ORE CONTROL	1	36.19	1.30	0.47
SUBTOTAL SUELDOS USD%/m				1.84
BENEFICIOS SOCIALES (62.74%)				1.15
TOTAL USD\$/m				2.99
MATERIALES Y SUMINISTROS /SERVICIOS DE TERCEROS /OTROS		COSTO DIA USI	FI (%)	COSTO USD\$
CONSUMIBLES Y SERVICIOS		16.33	1.30	0.21
TOTAL SUPERVISION USD\$/m				3.20
OPEX GEOLOGIA				
SERVICIOS DE TERCEROS, MATERIALES E INSUMOS		COSTO DIA USI	FI (%)	COSTO USD\$
CONSUMIBLES MENSUAL (ENERGÍA, COMUNICACIÓN, ETC.)		25.67	6.94	1.78
TOTAL OPEX GEOLOGIA USD\$/m				1.78
GRAN TOTAL GESTION GEOLOGICA				17.03

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 24: Costos unitarios de la gestión geológica por metro lineal de avance para método de muestro de sondajes ore control.

4.2.5.3 Costo de preparación de crucero por metro lineal

El costo operativo de preparación por metro no varía con respecto al método de muestreo por hastiales, y se considera también para esta metodología porque después de realizar la perforación de sondajes ore control, se usa la información geológica obtenida para preparar los cruceros o paneles para tajeo.

Crucero Sección 5 x 4	TOTAL (USD\$/m.)
Costo Preparación Cx / m. lineal (USD\$/m.)	1705.93

Por consiguiente, tenemos la suma de los costos unitarios de las actividades involucradas para la metodología de muestreo de sondajes Ore control en el siguiente cuadro:

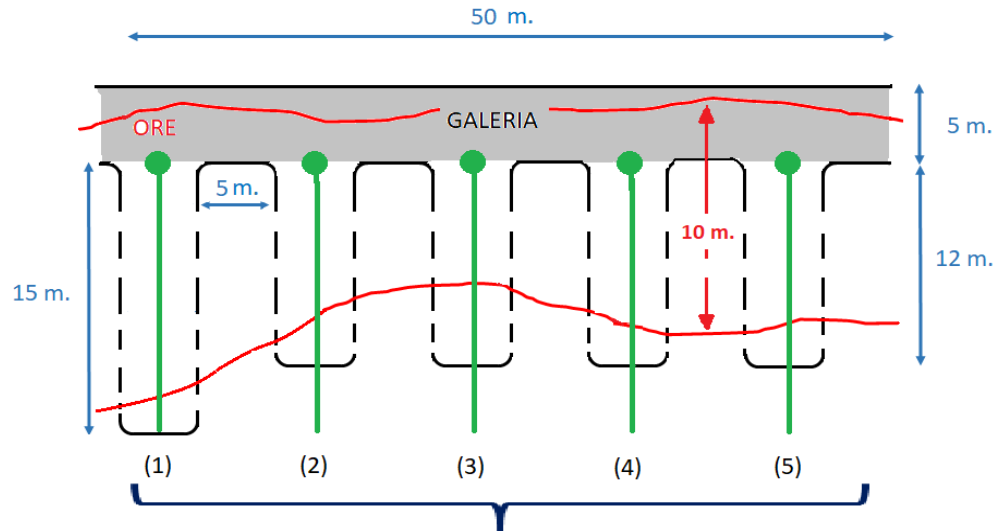
ITEM	UNIDAD (USD\$/m.)
COSTO DE PERFORACION OC	
Costo de perforación OC por metro lineal	141.08
COSTO GESTION GEOLOGICA PERFORACION OC	
Costo gestión geológica perforación OC/m lineal	13.56
COSTO OPERATIVO (MINA)	
Costo Preparación Cx / m. lineal	1705.93
COSTO UNITARIO TOTAL POR m. DE AVANCE LINEAL C)	1860.57

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 25: Costo unitario total por metro de avance con método muestreo de sondajes ore control.

Entonces considerando los costos para los paneles que se ejecutan son:

1 panel de 15 m:	USD\$ 27,908.53
1 panel de 12 m:	USD\$ 22,326.82



COSTO DE PREPARACION DE 5 PANELES	
DESCRIPCION	COSTO (USD\$/m.)
1 PANEL (CRUCERO) DE 15 MTS. DE AVANCE	27,908.53
1 PANEL (CRUCERO) DE 12 MTS. DE AVANCE	22,326.82
5 PANELES: 1 DE 5 MTS. Y 4 DE 12 MTS. DE AVANCE	117,215.81

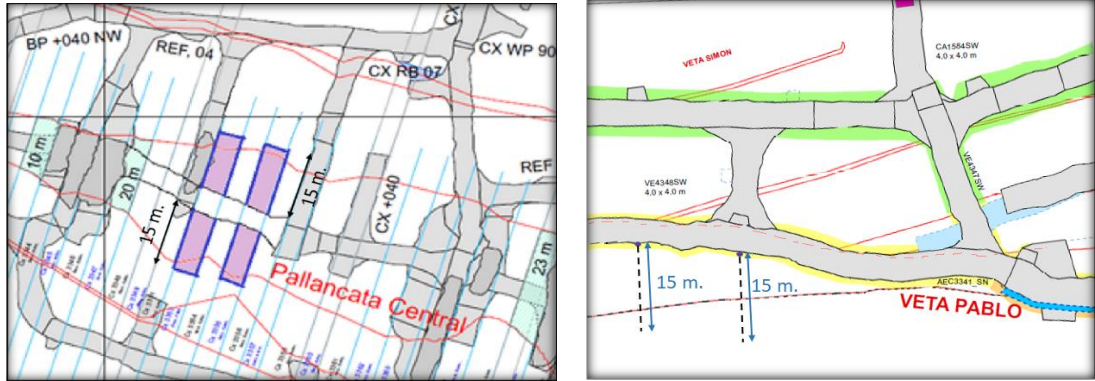
FIGURA N° 34: Costo de preparación de 5 paneles para tajeo con método muestreo de sondajes ore control

4.3 Prueba de Hipótesis

Para probar la hipótesis planteada se comparan a continuación los tiempos y costos entre ambas metodologías

4.3.1 Comparación de tiempos entre ambas metodologías

Hemos descrito las dos metodologías (muestreo de hastiales en cruceros y muestreo de los testigos de los sondajes ore Control) y hemos obtenido sus KPI's para la preparación de una labor considerando 15 m. de longitud transversal



FIGURAS N° 35) Proyecto de crucero para un posible avance de 15 m. 36) Proyecto de sondajes diamantinos Ore Control de 15 m.

La comparación de los tiempos requeridos para la preparación de los paneles se resume en el siguiente cuadro:

	MUESTREO EN HASTIALES		MUESTREO DE SONDAJES OC		COMPARATIVO	
	Tiempo (guardia)	Tiempo (día)	Tiempo (guardia)	Tiempo (día)	Diferencia (guardias)	Diferencia (días)
1 panel	17.4	8.7	15.1	7.5	2.3	1.1
5 paneles	86.9	43.4	75.5	37.7	11.4	5.7

Se evidencia claramente una diferencia notoria de tiempos en ambos métodos, siendo el método de muestreo de sondajes Ore Control el más rápido y efectivo con cerca de 6 días menos que el método de muestreo en hastiales.

4.3.2 Comparación de costos entre ambas metodologías:

Los costos entre ambas metodologías difieren desde los costos unitarios por metro lineal, siendo \$ 6.98 menos en el método de perforación de sondajes ore control, diferencia que podría considerarse mínima, sin embargo,

llevándolo a áreas grandes para preparación de tajos es bastante considerable (miles de dólares), como vemos en el siguiente cuadro

METODO MUESTREO EN HASTIALES Costo por metro lineal (1867.55 USD\$/m)	COSTO USD\$	COSTO USD\$	METODO PERFORACION DE SONDAJES OC costo por metro lineal (1860.57 USD\$/m)
PREPARACION DE TAJO EN 5 m. LONGITUD. (1 nivel)			PREPARACION DE TAJO EN 5 m. LONGITUD. (1 nivel)
1 Panel (cruce de 15 m. de avance)	28,013.18	27,908.53	1 Panel (cruce de 15 m. de avance)
PREPARACION DE TAJOS EN 50 m. LONGITUD. (1 nivel)			PREPARACION DE TAJOS EN 50 m. LONGITUD. (1 nivel)
5 paneles (cruce) de 15 m. de avance	140,065.91	117,215.81	5 PANELES: 1 DE 5 MTS. Y 4 DE 12 MTS. DE AVANCE

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N° 26: Diferencia de costos entre ambas metodologías para preparación de 1 y 5 paneles

Para el caso de preparación de un tajo de longitud de 5 m. por un ancho de 15 m.:

- \$ 104.66 de diferencia a favor del método de perforación de sondajes ore control

Para el caso de preparación de tajos de longitud de 50 m. por un ancho de 15 m.:

- \$ 22, 850.10 de diferencia, siendo los sondajes Ore Control menos costosos

4.4 Discusión de resultados

Los estudios de tesis que hacen referencia a la aplicación del ore control en minería subterránea indican que es efectiva para reducir la dilución, evitar pérdidas de mineral e incluso mejorar la recuperación metalúrgica. Esto constituye, indirectamente, una reducción de costos para las unidades mineras en las que se aplica. Considerándose,

por tanto beneficioso la aplicación del Ore Control. La propuesta en esta investigación aborda algo más que los beneficios intrínsecos de los procedimientos clásicos del ore control sugieren, aborda la relación directa proceso/costo /tiempo, en el que la introducción de la metodología de perforación de sondajes Ore Control influye directamente en la optimización de procesos de minado (disminución de tiempo) y la reducción de costos tal como se demuestra en los resultados obtenidos.

En este contexto, aplicando la perforación de los sondajes Ore Control a la Unidad Minera Pallancata para el caso de preparación de 5 cruceros para posterior tajeo en una longitud de 50 m. y en el que no se tiene definido con certeza el ancho real del ore resulta más efectivo en tiempos de hasta 6 días menos y en costos de hasta \$ 22,850.10 menos respecto a la anterior metodología (muestreo en hastiales) que se venía aplicando.

CONCLUSIONES

1. Definitivamente, la aplicación de la metodología de perforación de Sondajes Diamantinos Ore control para la veta Explorador Pablo (con potencia mayor a 5 m.) es más eficaz y eficiente que la metodología de muestreo de hastiales en paneles; en cuanto a tiempos ya que reduce a considerablemente el tiempo en ejecutar el proceso para la obtención de la información geológica y en cuanto costos, ya que cuesta más un metro de avance en labor (cruceos o paneles, que en caso de no tener definido los contactos por falta de información geológica se considerarían como labores exploratorias), que un metro de avance lineal de perforación.
2. La perforación de los sondajes Ore Control permite descubrir los ramales o tensionales que pudieran acompañar a una estructura principal, para luego tomar la decisión de considerar dentro del Ore principal o modelarlo por separado. Con el muestreo de hastiales en paneles muchas veces no se llega a descubrir esos posibles ramales, porque el avance puede estar limitado.
3. Con la aplicación del Ore Control se reducen las posibilidades de dilución, ya que no se sobre-excava de más en las labores de preparación, (que generan voladizos en roca estéril diluyendo el mineral en la etapa de explotación), puesto que se tiene oportunamente la información geológica, y permite planificar el avance o desarrollo de dichas labores para cortar el Ore con un margen mínimo de sobre- excavación. Esta situación no sería posible con el método de

muestreo en hastiales, ya que para obtener la información geológica se tendría que realizar continuar la excavación necesariamente.

4. la herramienta Script Ore Control permite obtener una evaluación económica de tajos más rápida y certera, ya que dicho software permite estimar los recursos de un bloque o tajo local, (leyes, potencias y tonelaje) en el menor tiempo posible. Esto es, después de ejecutar el muestreo (en canales o de testigos de sondajes) y después de su respectivo análisis químico se carga esa información al software y éste calcula en un lapso de 2 a 5 min. las leyes del bloque en cuestión con un radio de influencia de 10 m. Siendo así más certero y rápido.

5. El Ore Control es una metodología aplicable a cualquier mina subterránea con vetas anchas, ya que se está demostrando su factibilidad (expresada en la reducción de costos y tiempo), y que podría estandarizarse fácilmente en las demás operaciones mineras con características similares al de la mina Pallancata.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda a las áreas operativas (mina, planeamiento), brindar las facilidades y apoyo para la correcta ejecución de las funciones del personal de Ore Control en las distintas etapas o procesos del ciclo de minado, ya sea desde el espacio y tiempo para el contorneo de ores en los tajos; la verificación de los posibles desvíos de los taladros largos perforados de nivel a nivel; la delimitación de los tramos de mineral / desmonte; el control del movimiento del mineral a su correcto destino, etc. Ya que será de mucha ayuda para la reducción de costos y optimización de procesos.
2. Para el caso de las perforaciones diamantinas de los sondajes Ore Control, se recomienda a las contratistas encargadas de perforar la adquisición de máquinas perforadoras diseños y tamaños adecuados para trabajar en secciones reducidas, menores a 4.5 x 4.0, ya que tendrán mejor performance y mayor velocidad de perforación.
3. De igual forma para ejecutar las perforaciones diamantinas de sondajes Ore Control, se requiere contar con niveles completos o tramos grandes para mejorar más aun la optimización de los tiempos, ya que perforar en tramos incompletos y mover la máquina a otro nivel significa tener más tiempos muertos en movilización en vez de perforación propiamente, por ello se recomienda la planificación adecuada para disponer áreas completas de perforación.

BIBLIOGRAFIA

Alfaro, E. (2008). *La geometalurgia: Prospectiva en Minería y Formación. Academia de especialistas*. Pontificia Universidad Católica del Perú- Sección Minas, Área - Metalurgia.

Barrantes, E. & Gamarra, A. (2003). *Geología del Yacimiento Epithermal de Plata – Oro Pallancata*, Minera Oro Vega S.A.C. Perú.

Cannuli, M. (2005). *Project Pallancata Peru*. Technical Report. International Minerals Coporation, Arizona, USA.

Casanova, J. & Vásquez, C. (2014). *Disminución del costo por metro en la perforación diamantina aplicando programación lineal en el proyecto Lezard en provincia de Huaral en el año 2014* (tesis de pregrado). Universidad Nacional de Trujillo. Perú

Dávila, D, (1991). *Geología del cuadrángulo de Pacapausa. Hoja 30-p. Serie A: Carta Geológica Nacional*. Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET). Perú

Díaz, M. (2002). *Geoestadística Aplicada*. Instituto de Geofísica, UNAM. Instituto de Geofísica y Astronomía, CITMA. Cuba

Emery, X. (2007). *Apuntes de Geoestadística*. Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas. Universidad de Chile.

Gadner, H. (1983). *La teoría de las inteligencias múltiples*. Revista Española de Investigación en Educación

Gamarra, J., (2008). *Caracterización Mineralógica y Geoquímica de la veta Pallancata – Aplicaciones a la Exploración Minera* (tesis de postgrado). Universidad Politécnica Madrid. Ayacucho, Perú.

Gamero, D. (2014) *Optimización de la perforación y voladura utilizando el sistema de perforación casing y variación del factor de potencia para reducir daños en las cajas, mina Casapalca* (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Perú

García, O., (2014). *Procedimientos y Líneas guías para la División de Ore Control para las divisiones de para operaciones subterráneas de Hochschild Mining PLC*, Lima, Perú.

Gómez, S. (2012). *Metodología de la Investigación*. Red Tercer Milenio

Guevara, C., y Dávila, D. (1983). *Estratigrafía terciaria del área Coracora-Pacapausa*. Boletín de la Sociedad Geológica del Perú.

Huamani, H. (2017) *Implementación de Ore Control en la U.P. – Alpacay Minera Yanaquihua, Condesuyos Arequipa*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Perú

Marchese, A. (2007). *Conceptos y Aplicaciones de planificación Geometalúrgica. Investigación Aplicada e Innovación*. TECSUP. Disponible: https://issuu.com/ceditec_tecsup/docs/revista-i-i-2007-vol-1-1

Mellado, A. & Gutiérrez, B. (2015). *Efectos de ciclos de precios de metales: Estimación de un modelo de equilibrio general con time to build para la economía peruana, 2001-2015* (tesis de Postgrado). Universidad del Pacífico. Lima, Perú

Misari, S. (1998) *Uso de taladros largos y Drop raising*. PERUBAR.

Oyarzun, R. (2011). *Introducción a la Geología de Minas*, Madrid, España. Ediciones GEMM Aula2.net.

Palacios, C. (2006). *Geología de la veta Epitermal Explorador, distrito minero Selene*, Litoestratigrafía, estructura, alteración y mineralización. Perú.

Palacios, C., Dietrich, A., Nelson, E. (2004). *Configuración geológica y características del Sistema de vetas Explorador cuarzo-Ag-Au, minería selene*, Distrito, Apurimac, sur de Perú, en la Sociedad Geológica de América, Cartel, Resumen v. 36.

Portocarrero, H. (2017) *Procedimiento de Ore Control para vetas. Unidad Operativa Inmaculada Oyolo – Ayacucho*. (Informe por Servicios profesionales). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Perú

Pratt, W. (2005). *Mapeo y Prospección Geológico Regional de Pallancata*. Southern Perú, International Minerals Corp. Perú

Rodriguez, J. (2017) *Geología, Control de Calidad (Ore Control, QAQC - Dilución) Y Funciones del Ingeniero Geologo en Operaciones Mina Unidad Minera Arcata*. (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Perú

Tapia, A., (2000). *La investigación Científica*, Arequipa, Perú. Imprenta PW Oporto. N.E.I.R.L

The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists, and The Minerals Council of Australia (JORC), (2001); Código de

Australia para informar sobre Recursos Minerales y Reservas de Mena (El código Jorc), Australia.

Varillas, P. (2017). *Evaluación Técnico económica del proyecto Pablo en U.M. Pallancata – Cía Minera Ares SAC.* (tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Perú

ANEXOS

ANEXO 01

KPI DESATADO DE ROCAS/ ACTIVIDADES

ACTIVIDAD	TIEMPO
1 Coordinacion Cambio de Turno	00:30
2 Traslados (Entrada y Salida)	01:45
3 Check List	00:30
4 Acondicionamiento de Labor y Equipos	01:00
5 Desate de roca	05:15 5.25
6 Almuerzo	02:30
	11:30

SUBACTIVIDADES

	SUBACTIVIDADES	UNIDAD	CANTIDAD
1	Ubicación Punto desate	Min	5
2	Desatado	Min	10
3	Cambio a otro punto de desatado	Min	5
4	Tiempo total por punto desatado	Min	20
5	Longitud desatada	Mt	2
	KPI (Estimado)	Mt/Hr	6

CUADRO N° 06: Actividades desatado de rocas

Cálculo de Capacidad por Pareja	Unidad	Cantidad
Velocidad de Desate	Mts/hr	6.0
Cambio de Equipo de Desate	Min/tramo	5.0
Mts Desatado por Hora Corregido	Mt/Hr	5.5
Mts Desatado por Hora Corregido	Mt/Hr	5.5
Horas Efectivas de Desate	Hr/gdia	2.5
Mts de Cx Desate x Gdia x Pareja	Mt/gdia	13.8

Capac de Mt Desatado x Gdia x Cx	Mt/gdia	13.8
Horas requeridas de Desate	Hr/Cx(15m.)	2.7
Guardias Equivalente	gdias/Cx(15m.)	1.1

KPI desatado de rocas

ANEXO 2

KPI SOSTENIMIENTO /ACTIVIDADES:

ACTIVIDAD	TIEMPO	
1 Coordinacion Cambio de Turno	00:30	
2 Traslados (Entrada y Salida)	01:45	
3 Check List	00:30	
4 Acondicionamiento de Labor y Equipos	01:50	
5 Sostenimiento	04:35	4.58
6 Almuerzo	02:20	
	11:30	

SUBACTIVIDADES

	SUBACTIVIDADES	UNIDAD	CANTIDAD
1	Perforar taladros para pernos	Min	30
2	Presentar malla	Min	15
3	Colocar perno	Min	15
4	Taladros para desquinche	Min	25
5	Cambio de Tramo de sostenimiento	Min	5
6	Colocar malla	Min	10
7	Tiempo total de sostenimiento	Min	100
8	Malla de sosten (1.5 x ancho lab)	Mt	5
	KPI (Estimado)	Mt/Hr	3

CUADRO N° 09: Actividades sostenimiento

Cálculo de Capacidad por Pareja	Unidad	Cantidad
Velocidad de Sostenimiento	Mts/hr	3.0
Cambio de tramo de sostenimiento	Min/tramo	5.0
Mts Sostenido por Hora Corregido	Mts/hr	2.8
Horas Efectivas de Sostenimiento	Hr/gdia	2.5
Mts de Cx Sostenido x Gdia x Pareja	Mt/gdia	6.9

Capac de Mt Sostenimiento x Gdia x Mt/gdia	6.9
Hr Requer de Sostenimiento	Hr/Cx(15m.) 5.4
Guardias Equivalente	gdias/Cx(15m) 2.2

KPI Sostenimiento

ANEXO 3

KPI LIMPIEZA/ ACTIVIDADES:

ACTIVIDAD	TIEMPO
1 Coordinacion Cambio de Turno	00:30
2 Traslados (Entrada y Salida)	05:55
3 Check List	00:30
4 Acondicionamiento de Labor y Equi	00:30
5 Cargui de Taladro	02:15 2.25
6 Almuerzo	02:20
	12:00

SUBACTIVIDADES

	SUBACTIVIDADES	UNIDAD	CANTIDAD
1	Tiempo de carguio	Min	2.5
2	T. Ida (cargado)	Min	4.0
3	Tiempo de g & d	Min	3.0
4	T.Retorno (vacio)	Min	2.0
	Tiempo total de carguio	Min	11.5
	N° de ciclos x hora	Ciclos/Hr	5.2
	Tonx Ciclo	Ton/ciclo	22.4
	KPI (Estimado)	Ton/Hr	117

1 viaje x ciclo

CUADRO N° 13: Actividades Limpieza

Cálculo de Capacidad por equipo	Unidad	Cantidad
Capacidad de la Cuchara	YD6	11.5
Factor de Llenado	%	90%
Capacidad de la Cuchara	YD6	10.4
Distancia Promedio	mt	10.0
Velocidad de desplazamiento	km/hr	0.0
Carguio	min	2.5
T. de Ida cargado	min	4.0
Tiempo de g & d	min	3.0
T. Retorno (vacio)	min	2.0
Tiempo de ciclo carguio	min	11.5

N° de ciclos x hora	ciclos x hr	5.2
Eficiencia Operativa	%	85%
Produccion	ton/hr	117.0
Mts Limpiado x Hora	mts/hr	1.0
Horas Efectivas de Carguio	Hr/gdia	2.3
Mts de Tajo Limpiado x Gdia (Operador)	Mt/gdia	2.3
P especifico	ton/m3	2.6
1 Yarda	m3	0.8
Toneladas x ciclo	ton	22.4

Cap_Carg_Miner x Turno (mts Lineales)	Mt/gdia	2
Horas requeridas de Limpieza	Hr/Cx(15m.)	27.6
Guardias Equivalente	gdias/Cx(15m.)	12.2

KPI Limpieza

ANEXO 4

KPI LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO/ ACTIVIDADES:

ACTIVIDAD	TIEMPO	
1 Coordinacion Cambio de Turno	00:30	
2 Traslados (Entrada y Salida)	01:45	
3 Check List	00:55	
4 Acondicionamiento de Labor y Equipos	00:30	
5 Levantamiento de tajos	05:00	5.00
6 Almuerzo	01:35	
7 Procesamiento de datos	01:45	
	12:00	

SUBACTIVIDADES

	SUBACTIVIDADES	UNIDAD	CANTIDAD	
1	Ubicar estación (1°)	Min	4	
2	Vista atrás a puntos topograficos	Min	2	
3	Dejar puntos topograficos	Min	2	
4	Levantar Cx (lo que se puede visualizar)	Min	10	
5	Cambio de estación	Min	3	
	Tiempo total empleado x estación	Min	21	Por estación
	N° de estaciones x Cx	N°	8	
	Tramo levantado	Mt	15	
	KPI (Estimado)	N° Estacion/Hr	3	

CUADRO N° 10: Actividades Levantamiento Topográfico

Calculo de Capacidad por Pareja	Unidad	Cantidad
Tiempo de Levantamiento x Estacion	Est/hr	2.9
Traslado entre estación	Min/Est	3.0
Tiempo_Levant x Estación Corregido	Est/hr	2.7
Número de Estaciones x Cx	Est/Tajo	8.0
Horas Efectivas de Levantamiento	Hr/gdia	5.0

Capacidad Lev_Estac x Gdia x Cx		13.6
Horas requeridas de Levantamiento	Hr/Cx(15m.)	5.1
Guardias Equivalente	gdia/Cx(15m.)	1.02

KPI Levantamiento Topográfico

ANEXO 5

KPI PERFORACION CRUCERO/ ACTIVIDADES

ACTIVIDAD	TIEMPO	
1 Coordinacion Cambio de Turno	00:30	
2 Traslados (Entrada y Salida)	01:20	
3 Check List	00:15	
4 Acondicionamiento de Labor y Eq	01:15	
5 Perforacion	05:00	5.00
7 Carguio de Taladros y Voladura	02:25	
6 Almuerzo	02:00	
	12:45	

SUBACTIVIDADES

	SUBACTIVIDADES	UNIDAD	CANTIDAD
1	Longitud de Taladro	Pies	12
2	Velocidad de perforación	Pies/ Min	6
3	Cambio de Barra	Min	0
4	Numero de Cambio de Barra	c/u	0
5	Cambio de Posición a otro Taladro	Min	1.0
6	Tiempo Total por Taladro	Min	3
	Eficiencia de Operación	%	90%
	KPI (Estimado)	Pies/ Min	4.0

CUADRO N° 11: Actividades Perforación Crucero Inferior

Cálculo de Capacidad por Pareja	Unidad	Cantidad
Velocidad de Perforacion	pie/min	6.0
Minutos x taladro	min/tal	1.8
Cambio de Posicion de Taladro	min	1.0
Perforacion x Hora	tal/hr	21
Horas de Perforación/Gdia	Hr	2.5
Taladros perforados x Gdia	Tal/Gdia	53
Mt Perforados x Hora (1 Pareja)	Mt/Hr	1.3
Mt Perforados x Hr Total del Tajo (2 Parejas)	Mt/Hr	1.3

Cap_Perf x Gdia (mts Lineales)	Mts/ gdia	3
Horas requeridas de Perforacion	Hr/Cx(15m.)	11.4
Guardias Equivalente	gdias/Cx(15m.)	4.6

KPI Perforación Crucero

ANEXO 6
VOLADURA/ ACTIVIDADES

ACTIVIDAD	TIEMPO
1 Coordinacion Cambio de Turno	00:30
2 Traslados (Entrada y Salida)	01:45
3 Check List	00:30
4 Acondicionamiento de Labor y Equip	00:30
5 Cargui de Taladro	05:55 5.92
6 Almuerzo	02:20
	11:30

SUBACTIVIDADES

	SUBACTIVIDADES	UNIDAD	CANTIDAD
1	Cebado de taladros	Min	1.5
2	Cargui de 1er taladro	Min	1.5
3	Cambio de Posición a otro taladro	Min	0.5
4	Tiempo total por taladro	Min	3.5
	KPI (Estimado)	Min/Tal	3.5

CUADRO N° 12: Actividades Voladura

Cálculo de Capacidad	Unidad	Cantidad
Velocidad Cargui Tal/Pareja	Min/Tal	3.5
Cambio de Posición de Taladro	Min/Tal	0.5
Taladros Cargados x Hora (Pareja)	Tal/Hr	15.0
Taladros Cargados por Mt/hr (lineal)	Mt/Hr	5.2
Horas Efectivas de Cargado	Hr/gdia	3.0
Mts de Cx Cargados x Gdia x Pareja	Mt/ gdia	15.7
Mts de Cx Cargados x Gdia del Cx	Mt/ Gdia	62.8

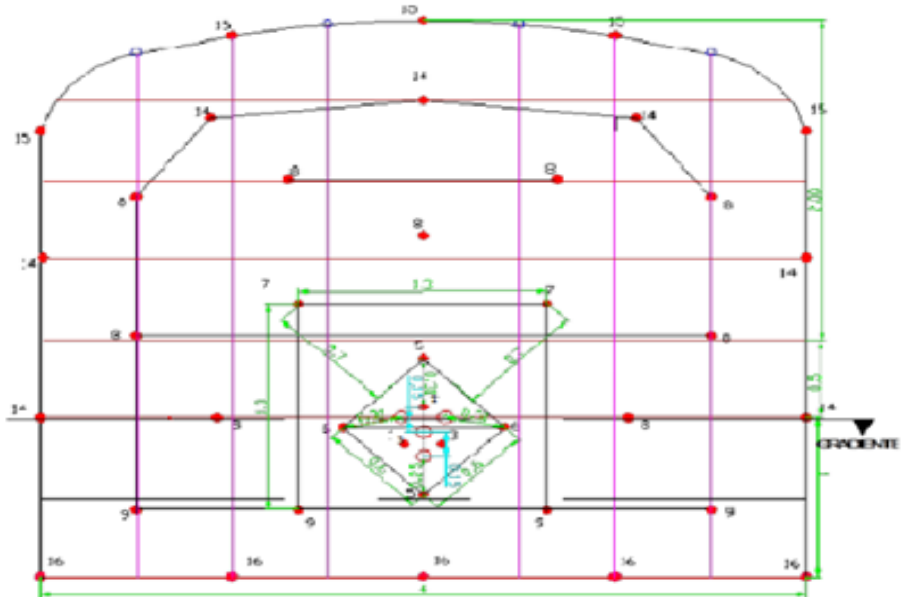
Cap_Carg_Tdos x Gdia (mts Lineales)	mt/gdia	63
Horas requeridas de Cargado	Hr/Cx(15m.)	0.7
Guardias Equivalente	gdias/Cx(15m.)	0.2

KPI Voladura

ANEXO 7

SECCION 5.0 X 4.0

DISEÑO DE MALLA SECCION 5.0 X 4.0



Taladros perforados	50	Barra de 12 ft			
Taladros cargados	41	11 ft Efectivo			
Descripción	Nº tal	E 1000	E 2000	E 5000	Taco m
Recorte	4			
Alivio	5			
Rompe boca	1		6		0.3
Arranque	4			12	0.3
Ayudas	4		1	9	0.6
Cuadrador 1	4		5.5	1	0.3
Cuadrador 2	4		5.5		0.6
Destrose	5		5.5		0.6
Ayuda hastial	4		4.5		1.1
Hastiales	4		5	1	0.6
Ayuda corona	2		4		1.3
Corona	5		5	1	0.6
Ayuda Piso	2			11	0.6
Pisa	2			11	0.6
Total de cartuchos		0	152.5	141	Explosivo Kg
					118.59

Fase I.P	
Nº	Cant.
# 01	1
# 02	1
# 03	1
# 04	1
# 05	1
# 06	2
# 07	2
# 08	4
# 09	4
# 10	4
# 11	4
# 12	4
# 13	3
# 14	2
# 15	5
# 16	2
Tot	41

Perforación efectiva (m)	3.048
Factor de carga kg/m3	2.4
Factor de potencia kg/ ton	0.9
Factor de avance kg/m	40.89

Ø Broca Producción mm	51
Ø Broca Formado mm	102
Cordón Detonante 3p (m)	s/ca/ta
	41/16

	Peso/Cart	Explosivo Kg	Factor de avance kg/m
E 1000	0.27	0.00	0.00
E 2000	0.52	79.43	27.39
E 5000	0.28	39.17	13.51

	Pza	Pza/m
Carmex	2	0.69
Fanel Blanco	41	14.14

	Metros	m/m
Guía Rapida	0.5	0.17
Montarret ep	41/16	14.14

ANEXO 9

MATRIZ DE CONSISTENCIA			
TITULO: Sistematización de Ore Control en unidad minera Pallancata: Oportunidad concreta para la reducción de costos y optimización de procesos desde una base geológica			
AUTOR: Bach. Branco Edinho DE LA VEGA DE LA ROSA			
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL	VARIABLES INDEPENDIENTES
¿Cuánto se optimizan los costos de producción y cómo se reducen los tiempos operativos con la herramienta Ore Control?	Reducir los costos de producción y optimizar los procesos operativos en la mina Pallancata a través de la toma de decisiones más eficaz, certera y oportuna para el minado en estructuras anchas aplicando la herramienta de gestión técnica – económica – práctica: Ore control	La aplicación correcta de los procesos involucrados en la metodología Ore Control, tales como: construcción y entrega de modelos de recursos (ore) en tiempo real con información reciente, delimitación y zoneamiento oportuno del Ore en interior mina, recuperación óptima de las reservas de mineral en mina, entre otros; contribuyen en gran medida a optimizar los tiempos netamente operativos, repercutiendo en mayor productividad, y asimismo reducen considerablemente los costos de producción.	- Sistematización de los procesos de Ore Control
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPOTESIS ESPECÍFICOS	VARIABLES DEPENDIENTES
- ¿Se logrará controlar y fiscalizar el movimiento el mineral con la implementación de estándares y lineamientos concretos de Ore Control?	- Implementar lineamientos para controlar el movimiento y la disposición del mineral en todas las etapas del minado, partiendo desde la delimitación del ore, diseño y desarrollo del tajeo, perforación y voladura, hasta la etapa de limpieza y destino final de mineral en la planta de beneficio.	- Permite establecer lineamientos concretos para controlar y fiscalizar el movimiento de mineral desde su extracción en mina hasta su tratamiento en planta.	- Optimización de los tiempos de minado y reducción de costos de producción
- ¿Se puede replicar la gestión del Ore Control en otras minas subterráneas con distintos portafolios de extracción de recursos?	- Definir la metodología y estandarizar los procesos del Ore Control en la unidad minera Pallancata con el fin de que sirva como modelo para su aplicación en otras minas subterráneas.	- El Ore Control sistematizado es replicable en las diferentes minas con extracción subterránea de diferentes metales.	

ANEXO 10

DISTRIBUIBLE (TOTAL) DE MUESTRAS ANUAL

	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	TOTAL
Zona	N° Muestras	N° Muestras	N° Muestras	N° Muestras	N° Muestras	N° Muestras	N° Muestras	N° Muestras	N° Muestras	N° Muestras	N° Muestras	N° Muestras	SUMA
Avances	1113	656	1374	1701	1096	1096	919	1074	748	731	752	798	12,058.00
Tajos	550	312	259	614	395	395	297	455	433	466	454	347	4,977.00
QA-QC	342	607	333	576	758	758	251	529	225	267	310	477	5,433.00
Cancha	441	455	475	475	281	281	195	400	180	189	198	139	3,709.00
DDH	3112	2019	2356	1232	1558	2971	2538	1105	1994	1358	1324	2130	23,697.00
Total	5558	4049	4797	4598	4088	5501	4200	3563	3580	3011	3038	3891	49,874.00

ANEXO 11

COSTO ANNUAL GESTION GEOLOGICA

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	TOTAL
GESTION GEOLOGICA	89,501.96	88,269.55	88,950.56	95,035.62	94,910.24	85,933.21	101,523.53	102,949.71	92,142.05	95,479.91	100,043.35	108,552.69	1,143,292.38
SUPERVISION	34,679.49	36,886.17	39,394.94	39,918.25	36,535.62	34,058.39	39,733.99	36,110.16	35,305.92	36,688.25	36,901.11	40,752.18	446,964.47
Gastos de Personal	33,904.12	36,090.41	38,655.11	38,392.54	36,214.22	33,211.87	38,600.42	35,601.45	34,530.28	36,172.51	36,654.73	39,232.84	437,260.50
Viajes	82.34	199.78	259.72	0.00	0.00	299.71	243.61	59.46	186.53	41.65	0.00	255.27	1,628.07
Servicios de terceros	27.22	123.36	28.95	1,191.16	24.40	18.65	267.35	194.54	302.51	24.04	105.78	124.05	2,432.01
Materiales y Suministros	391.41	264.89	391.38	305.69	282.59	334.93	160.19	180.74	105.96	338.69	140.60	835.62	3,732.69
Seguros	0.00	14.19	0.00	28.86	14.41	28.77	0.00	14.09	0.00	15.65	0.00	33.96	149.93
Otros	274.40	193.54	59.78	0.00	0.00	164.46	462.42	59.88	180.64	95.71	0.00	270.44	1,761.27
TOPOGRAFIA	24,330.35	24,670.34	20,564.69	25,163.28	25,916.02	21,266.47	24,774.58	25,495.65	23,275.05	25,156.80	26,570.73	27,322.80	294,506.76
Gastos de Personal	23,721.97	23,714.68	19,863.66	23,038.38	25,247.00	20,860.62	24,293.66	24,531.82	22,730.65	24,528.68	25,999.76	27,068.49	285,599.37
Servicios de terceros	0.00	22.96	31.55	828.54	91.61	0.00	123.24	-0.17	0.00	0.00	0.00	31.09	1,128.82
Materiales y Suministros	608.38	932.70	669.48	1,296.36	577.41	405.85	357.68	964.00	544.40	628.12	570.97	223.22	7,778.57
MUESTREO	30,492.12	26,658.59	28,991.23	29,954.09	32,458.60	30,219.11	34,557.70	37,321.90	33,561.08	33,634.86	36,518.41	38,212.92	392,580.61
Gastos de Personal	26,937.45	25,736.99	26,459.76	27,416.68	31,305.76	27,749.66	33,784.12	35,290.87	32,140.84	32,394.91	34,140.72	35,527.27	368,885.03
Servicios de terceros	0.00	0.00	35.20	0.00	0.00	0.00	0.00	9.54	0.00	0.00	104.49	10.97	160.20
Materiales y Suministros	3,554.67	921.60	2,496.27	2,537.41	1,152.84	2,469.45	773.58	2,012.81	1,420.24	1,239.95	2,273.20	2,674.68	23,526.70
Otros	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	8.68	0.00	0.00	0.00	0.00	8.68
OPEX GEOLOGIA	0.00	54.45	-0.30	0.00	0.00	389.24	2,457.26	4,022.00	0.00	0.00	53.10	2,264.79	9,240.54
Servicios de terceros	0.00	54.45	-0.30	0.00	0.00	54.64	1,126.94	4,022.00	0.00	0.00	53.10	-0.21	5,310.62
Materiales y Suministros	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	334.60	1,330.32	0.00	0.00	0.00	0.00	2,265.00	3,929.92

ANEXO 12

COSTO ANUAL EJECUCION SONDAJES ORE CONTROL

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	TOTAL
SONDAJES ORE CONTROL (USD\$)	75,939.52	85,000.28	98,211.08	72,156.25	110,852.30	155,087.20	118,036.52	31,980.98	58,525.04	36,737.24	58,709.45	63,692.05	964,927.91
SUMINISTROS	137.55	91.4	137.09	211	481.89	224.17	4,600.43	0	732.58	0	2,124.69	0	8,740.80
61322402 CONSUMO-FERR/CONSTR	43.92	0	0	131.76	390	0	4,514.23	0	732.58	0	2,124.69	0	7,937.18
61322408 CONSUMO-MERCADERIAS	0	0	0	0	28.39	10.12	8.4	0	0	0	0	0	46.91
61322409 CONSUMO-UTILES OF	93.63	91.4	137.09	79.24	63.5	214.05	77.8	0	0	0	0	0	756.71
SERVICIOS DE TERCEROS	53,135.70	58,183.07	65,048.31	57,178.40	87,993.91	122,613.89	79,380.55	31,599.98	48,685.30	27,287.13	45,084.80	48,569.49	724,760.53
63111006 TRANSP-FLETES VARIOS	0	14.4	204.02	14.25	0	0	0	0	0	8.57	0	0	241.24
63141001 GTO VIAJE-ALIMENT	0	5.07	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	5.07
63211002 HONOR-CONSULT/ASESOR	0	0	0	0	0	2,515.09	0	0	0	0	0	0	2,515.09
63311001 FAB Y/O CONSTR	0	0	1,478.40	260.08	812.16	-1.69	1,136.36	296.91	0	0	0	0	3,982.22
63531001 ALQUILER MQ	0	0	0	0	0	0	0	0	182.89	0	0	0	182.89
63821003 EMPR SERV-VARIOS	0	0	0	754.6	0	0	0	0	0	0	0	0	754.6
63931002 SERV-ANALIS/DIRIMENC	0	0	0	0	11,436.75	0	0	0	0	0	0	0	11,436.75
63931012 SERV-GEOFIS MAP GEOL	0	0	0	0	0	3,913.04	3,998.00	-3,998.00	8,485.55	7,996.00	0	0	20,394.59
63931029 SERV-PERF DIAM SUBT	53,135.70	58,163.60	63,365.89	56,149.47	75,745.00	116,187.45	74,246.19	35,301.07	40,016.86	19,282.56	45,084.80	48,569.49	685,248.08
CARGAS DE GESTION	0	0	0	0	0	14.98	0	0	0	0	0	0	14.98
65611003 EXPL-OTROS MAT	0	0	0	0	0	14.98	0	0	0	0	0	0	14.98
DISTRIBUIBLES	22,666.27	26,725.81	33,025.68	14,766.85	22,376.50	32,234.16	34,055.54	381	9,107.16	9,450.11	11,499.96	15,122.56	231,411.60
8170001 LABORATORIO QUIMICO	10,133.70	12,480.84	13,486.02	5,533.98	9,339.64	17,114.98	15,401.56	0	4,992.57	1,645.83	5,962.37	5,155.15	101,246.64
8170005 OPEX LABORATORIO QUÍMICO	0	0	594.66	29.15	3,103.31	1,219.30	2,396.67	0	971.73	84.88	941.78	151	9,492.48
8170007 ENERGIA	2,099.19	2,387.93	3,138.40	1,364.70	1,511.71	1,887.45	2,575.06	381	519.38	1,212.97	821.57	1,377.83	19,277.19
8170008 ENERGIA PEAJE	10,433.38	11,857.04	15,806.60	7,839.02	8,421.84	12,012.43	13,682.25	0	2,623.48	6,506.43	3,774.24	8,438.58	101,395.29
Total	75,939.52	85,000.28	98,211.08	72,156.25	110,852.30	155,087.20	118,036.52	31,980.98	58,525.04	36,737.24	58,709.45	63,692.05	964,927.91

