

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Factibilidad técnico económica en el reproceso de rípios
lixiviados de los PADS 1 al 6 en la unidad Minera Quicay I, 2020**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor: Bach. Yeni Edith CORNEJO CHACON

Asesor: Mg. Vicente Cesar DAVILA CORDOVA

Cerro de Pasco – Perú – 2022

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Factibilidad técnico económica en el reproceso de rípios
lixiviados de los PADS 1 al 6 en la unidad Minera Quicay I, 2020**

Sustentado y aprobado ante la comisión de Jurados:

Mg. Silvestre BENAVIDES CHAGUA
PRESIDENTE

Mg. Julio Cesar SANTIAGO RIVERA
MIEMBRO

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA
MIEMBRO

DEDICATORIA

A mis padres JULIO CORNEJO.C (mi ángel), DONATILA CHACON S. (mi gran motivo) y hermanos(as) por su apoyo incondicional en toda mi formación profesional y personal que me ayudaron a lograr mis objetivos y metas propuestas.

AGRADECIMIENTOS

Este logro es gracias a ellos: Agradezco a DIOS por darme a los mejores padres y por qué cada día bendice mi vida, agradezco a mi PADRE por su gran amor a su vez ser el principal promotor de mis sueños darme valores creer en mí y en mis expectativas hasta el final de sus días, que ahora convirtió en mi ángel, desde el cielo intercede por mi ante Dios y guía mis pasos cada día, a mi MADRE por su amor incondicional, protegerme, cuidarme, educarme, por estar en todo momento a mi lado ser mi gran motivo para seguir adelante y lograr mis metas.

A mis hermanas, hermanos y familiares por apoyarme, por su compañía sus consejos, apoyarme en los momentos más difíciles.

A los ingenieros y todas las personas que me apoyaron a realizar la presente tesis y a cumplir mi meta profesional

RESUMEN

La tendencia actual de la minería es tener un máximo aprovechamiento de sus recursos metálicos que posee; En todo el proceso de minado de los recursos metálicos deja grandes desvíos operacionales que evitan que las recuperaciones metalúrgicas se hayan sido lo óptimo por ende se procede a realizar los estudios y reformular nuevamente un proceso que logre la recuperación como el proceso de Reprocesamiento de Ripios Lixiviados.

Se denomina reprocesamiento de ripios a un proceso de que nuevamente se procede a realizar el método de minado del ripio o del residuo ya lixiviado que ya ha sufrido anteriormente todo el proceso de recuperación metálica y cuya recuperación no fueron satisfactorios y óptimos.

Tras el cierre de operaciones en Quicay I en el año 2012, no existió una conciliación de leyes, tonelaje y onzas por parte de las áreas de Geología, Mina y Planta. Se necesitaba dar un resultado de la recuperación, por lo cual dichas áreas realizaron “un cálculo matemático”, en el que se castigaba las leyes y tonelajes del Pad, dando como resultado 76.2% para la recuperación de oro de la época operativa de Quicay.

Para dicho cálculo no se tomó en cuenta que el mineral podría presentar diferente metalurgia y geología; es decir, se consideraba como si todo el mineral tuviese una sola recuperación metalúrgica, ya que en ese momento no se tenía una clasificación geometalúrgica; es con esta clasificación geometalúrgica que encontramos posteriormente la óptima y verdadera recuperación de cada especie mineralógica.

Palabra Clave: Reproceso de ripios lixiviado. Pads de lixiviación

ABSTRACT

The current trend in mining is to make the most of its metal resources; Throughout the mining process of the metallic resources, there are large operational deviations that prevent the metallurgical recoveries from being optimal. Therefore, studies are carried out and a process that achieves recovery is reformulated again, such as the process of Reprocessing of Lixiviated Ripes.

Gravel reprocessing is a process in which the method of mining the gravel or waste already leached, which has already undergone the entire metal recovery process and whose recovery was not satisfactory and optimal, is again carried out.

After the closure of operations at Quicay I in 2012, there was no reconciliation of laws, tonnage and ounces by the areas of Geology, Plant and Mine. It was necessary to give a result of the recovery, so these areas performed a “mathematical calculation”, in which the laws and tonnage of the pad were punished, resulting in 76. 2% for the recovery of gold from the Quicay operational period.

For this calculation it was not taken into account that the ore might have different metallurgical and geological characteristics; that is, it was considered as if the whole ore had only one metallurgical recovery, since at that time there was no geometallurgical classification; it is with this geometallurgical classification that we subsequently find the optimal and true recovery of each mineralogical species.

A cross-reference of laws and tonnage was made between Geology – Ore Control with the data of the Chemical Laboratory laws. It should be noted that these laws were not

Keyword: reprocessing of leached gravel

INTRODUCCIÓN

Las actividades minero-metalúrgicas en la unidad minera Quicay consisten en la explotación de yacimiento aurífero mediante una operación a tajo abierto, la lixiviación del mineral en pilas y la recuperación de los metales valiosos por el método de absorción sobre carbón activado, deserción, electrodeposición y fusión de Bullón de oro y plata.

Tras el cierre de operaciones en Quicay I en el año 2012, no existió una conciliación de leyes, tonelaje y onzas por parte de las áreas de Geología, Mina y Planta. Se necesitaba dar un resultado de la recuperación, por lo cual dichas áreas realizaron “un cálculo matemático”, en el que se castigaba las leyes y tonelajes del Pad, dando como resultado 76.2% para la recuperación de oro de la época operativa de Quicay.

Resultados por el cual se plantea un Reprocesamiento de rípios al minado del rípio o del residuo ya lixiviado, que paso por todo el proceso de recuperación metálica y cuya recuperación no fue satisfactoria ni óptima.

La investigación está elaborada en cuatro capítulos, el primero desarrolla el problema de la investigación, el segundo el marco teórico, en el tercero la metodológico y técnicas de la investigación y en el cuarto se presentan los resultados y la discusión de la investigación, finalizando con las conclusiones, recomendaciones, bibliografía y los anexos.

LA Autora

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

INDICE

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la Investigación.....	6
1.2.1. Delimitación espacial.....	6
1.2.2. Delimitación temporal.....	6
1.2.3. Delimitación temática.....	6
1.3. Formulación del problema.....	7
1.3.1. Problema General.....	7
1.4. Formulación de Objetivos.....	7
1.4.1. Objetivo General.....	7
1.4.2. Objetivos Específicos.....	7
1.5. Justificación de la investigación.....	7
1.6. Limitaciones de investigación.....	8

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio.....	9
2.1.1. Antecedentes nacionales.....	9
2.1.2. Antecedentes internacionales.....	10
2.2. Bases Teóricas - Científicas.....	12
2.2.1. Reseña Histórica.....	12
2.2.2. Metodología.....	44
2.2.3. Estudio técnico.....	45
2.2.4. Geológico.....	45
2.2.5. Geometalurgia.....	53

2.2.6.	Geología	56
2.2.7.	Minado.....	57
2.2.8.	Extracción de Desmorte.....	57
2.2.9.	Extracción de Mineral	57
2.2.10.	Planta de Zarandeo.....	60
2.2.11.	Planta de Chancado.....	61
2.2.12.	Carguío y Construcción de las Pilas Dinámicas de Lixiviación	62
2.2.13.	Lixiviación.....	63
2.2.14.	Adsorción.....	66
2.2.15.	Desorción y Electrodeposición.....	71
2.2.17.	Tratamientos de los Cátodos Electrolíticos y Fundición.....	75
2.2.18.	Detoxificación de la Solución Excedente de Cianuro.	77
2.3.	Definición de Términos básicos.....	79
2.4.	Formulación de Hipótesis	81
2.3.1.	Hipótesis General	81
2.3.2.	Hipótesis Especificas.....	81
2.5.	Identificación de Variables	81
2.6.	Definición Operacional de Variables e Indicadores	82

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de investigación	83
3.2.	Nivel de investigación.....	83
3.3.	Métodos de la Investigación.	83
3.4.	Diseño de la investigación.....	84
3.5.	Población y muestra	84
3.5.1.	Población.	84
3.5.2.	Muestra.....	84
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	84
3.7.	Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación	85
3.8.	Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos	86
3.9.	Tratamiento estadístico	86
3.10.	Orientación ética filosófica y epistémica	86

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1.	Descripción del Trabajo de Campo.....	87
4.1.1.	Pruebas Metalúrgico	87
4.1.2.	Pruebas de Cianuración en Botella:	88
4.1.3.	Pruebas Metalúrgicas de Cianuración en Columnas de Rípios.....	91
4.1.4.	Pruebas Metalúrgicas de Cianuración en Columnas con Mineral Fresco del Taladro Qdh 10:	93
4.1.5.	Pruebas Metalúrgicas de Cianuración en Columnas con Mineral Fresco Tomados de los Bancos del Tajo Quicay:	95
4.1.6.	Reproceso de las Columnas MCF4, MCF5, MCF6, MCF7.....	105
4.1.7.	Conclusiones de la Segunda Lixiviación.....	107
4.1.8.	Pruebas de Lixiviación a Escala Industrial, Granulometría P80 -1”:	108
4.1.9.	Pruebas de Lixiviación a Escala Industrial, Granulometría P80 - 16mm:	109
4.1.10.	Pruebas de Evaluación de las Solubilidades en los Rípios. Recopilación de Datos. 2016-2019.....	111
4.2.	Presentación, Análisis e Interpretación de Resultados.....	112
4.2.1.	Evaluación Económica Estimación de Recursos.	112
4.3.	Prueba de Hipótesis.....	117
4.4.	Discusión de Resultados	118

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

ANEXOS

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

En todo el proceso de minado de los recursos metálicos se generan grandes desvíos operacionales que evitan que las recuperaciones metalúrgicas sean lo óptimo porque se procede a realizar los nuevos estudios y reformular el proceso que logre la recuperación mediante el *Reprocesamiento de Ripios Lixiviados*.

Se le denomina reprocesamiento de ripios a un proceso que nuevamente se realiza al minado del ripio o del residuo ya lixiviado, la cual fue realizado para su recuperación metálica y cuya recuperación no fue satisfactorios ni óptima.

Tras el cierre de operaciones en Quicay I en el año 2012, no existió una conciliación de leyes, tonelaje y onzas por parte de las áreas de Geología, Mina y Planta. Se necesitaba dar un resultado de la recuperación, por lo cual dichas áreas realizaron “un cálculo matemático”, en el que se castigaba las leyes y tonelajes del Pad, dando como resultado 76.2% para la recuperación de oro de la época operativa de Quicay.

Para dicho cálculo no se tomó en cuenta que el mineral podría presentar diferente metalurgia y geología; es decir, se consideraba como si todo el mineral tuviese una sola recuperación metalúrgica, ya que en ese momento no se tenía una clasificación geo metalúrgica; es con esta clasificación geo metalúrgica que encontramos posteriormente la óptima y verdadera recuperación de cada especie mineralógica.

Se realizó un cruce información de leyes y tonelaje entre Geología - Ore Control con los datos de las leyes de Laboratorio Químico. Hay que acotar que estas leyes no eran representativas, debido a que el mineral en la época operativa tenía granulometría (-20" en su mayoría), debido a esta gran granulometría, el mineral era complicado de muestrearse, cuartearse y homogenizarse, por ello se producían errores que terminaban dándonos leyes no tan representativas. Realizando este cruce de información se pudo corroborar el tonelaje total, así como las onzas de oro depositadas en el Pad que fueron similares a lo reportado por Geología, Mina y Planta (estas tres áreas reportaron, cada una, valores superiores a 20,000,000 TM de mineral con aprox. 840,000 Oz). Todo esto se detalla a continuación:

- **De los reportes de Geología-Mina:** En base a los polígonos producto de las perforaciones de los taladros Blast Hole, cada polígono tenía su propio tonelaje de mineral y ley.

POLIGONOS DE MINERAL			
COTA DE TAJO	TM	LEY, gr/tn	Onzas
396 a 174	20,044,500.00	1.31	842,413.00

- **De los reportes de Planta:** La cantidad de mineral que ingresó en los Pads de lixiviación fue controlada mediante los viajes acarreados por celdas.

PADS DE LIXIVIACION				
ZONA	N° Celdas	TM	LEY, gr/ton	Onzas
PAD 1 al PAD 6	357	20,228,699.00	1.29	836,030.87

- **De los reportes de Laboratorio Químico:** Recopilación de los reportes de las leyes de los taladros Blast Hole. Los tonelajes y leyes fueron calculados a partir de estos taladros (350 TM/Taladro).

N°	Cut Off	Toneladas	Lev Au	Onzas
282910	0.05	99,018,500.0	0.36	1,158,969.5
228940	0.1	80,129,000.0	0.43	1,116,154.4
137928	0.12	48,274,800.0	0.65	1,012,531.4
130854	0.13	45,798,900.0	0.68	1,002,843.1
124142	0.14	43,449,700.0	0.71	992,895.9
118109	0.15	41,338,150.0	0.74	983,274.9
112359	0.16	39,325,650.0	0.77	973,458.9
107162	0.17	37,506,700.0	0.80	964,001.8
102323	0.18	35,813,050.0	0.83	954,650.9
97664	0.19	34,182,400.0	0.86	945,121.8
93428	0.2	32,699,800.0	0.89	935,982.9
76671	0.25	26,834,850.0	1.04	894,501.2
64574	0.3	22,600,900.0	1.18	857,712.1
55807	0.35	19,532,450.0	1.31	820,444.8
49185	0.4	17,214,750.0	1.44	798,496.5
39903	0.5	13,966,050.0	1.68	752,247.8
33565	0.6	11,747,750.0	1.89	713,487.5
29089	0.7	10,181,150.0	2.08	681,036.2
25727	0.8	9,004,450.0	2.26	653,012.9
23027	0.9	8,059,450.0	2.42	627,213.6
20739	1	7,258,650.0	2.58	602,901.4
13560	1.5	4,746,000.0	3.30	504,131.6
9504	2	3,326,400.0	3.98	425,302.9
6941	2.5	2,429,350.0	4.62	360,938.4
5135	3	1,797,250.0	5.29	305,427.3
3854	3.5	1,348,900.0	5.97	258,986.0
2988	4	1,045,800.0	6.62	222,559.1
2336	4.5	817,600.0	7.29	191,560.5
1905	5	666,750.0	7.87	168,636.4
1254	6	438,900.0	9.12	128,686.6
804	7	281,400.0	10.60	95,862.2
559	8	195,650.0	11.98	75,348.5

Como resultado del cruce de información de los reportes de Laboratorio Químico y de los taladros Blast Hole obtenemos:

- TONELAJE TOTAL: 19,532,450 TM
- ONZAS TOTALES DEPOSITADAS: 820,444.8 Oz

Con las últimas ventas realizadas en el año 2014, se contabilizaron en total 420,000 Oz de oro vendidas, así teniendo en cuenta las onzas totales depositadas que son 820,444.8 Oz, se encuentra que la recuperación fue del 51.2% (recuperación proveniente del cruce de información, cuyas leyes no eran representativas debido a la granulometría), valor muy por debajo de lo presentado por las áreas de Geología, Mina y Planta en su momento.

En ese sentido, se sospechaba que las onzas restantes deberían encontrarse aún en los Pads de lixiviación. Esto genera dudas acerca de qué pasó realmente y por qué no se alcanzó una óptima recuperación metalúrgica.

Por ello, se propone un reprocesamiento de los ripios lixiviados en búsqueda de las onzas restantes, a pesar de que sería riesgoso. El reproceso se fue dando así desde el 2016, en el cual hubo una paralización en abril del 2019, debido a complicaciones técnico-operativas. Esta etapa, tomándola más bien como periodo de pruebas y toma de conocimientos sobre el muestreo por hebras del mineral y desmonte, la geometalurgia de los ripios, así como el óptimo método de minado de hebras y la recuperación metalúrgica.

En ese sentido, desde el inicio a fines del 2016 hasta la paralización en 2019, se realizó un movimiento de 2,400,000 TM de mineral (aprox. 10% de todo el tonelaje), de donde se extrajeron aprox. 7900 muestras.

Entonces utilizando la clasificación geológica según el rango de leyes de cada tipo de mineral, los tonelajes y onzas obtenidas del cruce de información de las leyes de Laboratorio Químico y los taladros Blast Hole tenemos:

TM TOTAL EN PAD DE LIX:	19,532,450.00	ONZAS TOTALES:	820,444.00
-------------------------	---------------	----------------	------------

	CLASIFICACIÓN	TONELAJE	LEY (gr/ton)	ONZAS
DESMONTE	QZ. ALUNITA (ley 0.35-0.9)	11,473,000	0.52	193,231.20
MINERAL	SILICE (ley 0.9-1.5)	3,313,450	1.16	123,082.00
MINERAL	SILICE MASIV, Brechas. (ley +1.5)	4,746,000	3.3	504,131.60

Para este primer balance no se tenía un porcentaje de recuperación de cada tipo de mineral, sin embargo, sí se tenía un indicio (por las muestras tomadas en enero, febrero, marzo y abril del 2019) que podría haberse dado una lixiviación incompleta. Se necesitaban las recuperaciones obtenidas en la época operativa (2002-2012) de cada tipo de mineral.

Recalcar que al cierre de la época operativa se tuvieron 420,000 oz totales, si se tuviesen las recuperaciones metalúrgicas de cada tipo de mineral podríamos obtener cuántas onzas restantes se encontrarían aún en el Pad.

Finalmente, mediante el balance metalúrgico, usando las onzas totales depositadas, las recuperaciones metalúrgicas optimizadas y conservadoras de mineral fresco (directamente del tajo y sin lixiviar) y la nueva clasificación geometalúrgica, se puede estimar la siguiente cantidades onzas.

CLASIFICACIÓN	ONZAS EN EL PROCESO			ONZAS EXISTENTES POR REPROCESSAR
	ONZAS TOTALES DEPOSITADAS	%RECUP. MINERAL FRESCO	ONZAS RECUPERADAS	
QZ. ALUNITA (ley 0.35-0.9)	193,231	75%	144,923.25	0
SILICE (ley 0.9-1.5)	123,082	45%	55,386.90	67,695.10
SILICE MASIVA, Brechas (ley +1.5)	510,906	43%	219,689.85	291,216.15
TOTAL	827,219		420,000.00	358,911.25

Con las onzas recuperadas de Qz. Alunita (144,923.25) y Sce. Transicional (55,386.9) podemos restarlas a las onzas totales (420,000) y así calcular la cantidad de 219,689.85 oz para la Sílice. Masiva/Brechas.

Podemos asumir que el Qz. Alunita tuvo una excelente recuperación, por lo tanto, no lo consideraremos como si tuviese onzas que faltasen lixiviar. En caso que este tipo de mineral aporte onzas en el momento del reproceso, generaría que aumenten las reservas.

Tenemos como onzas resultantes 827,219; esta cantidad resulta mayor en 0.8% si la comparamos con las 820,444.8 onzas declaradas por Geología – Ore Control.

El cual solo fueron recuperadas 420,000.00 onzas esto nos indica que falta 358.911.3 onza de Au que queda por recuperar.

1.2. Delimitación de la Investigación

1.2.1. Delimitación espacial.

El proceso de investigación está delimitado a los rípios lixiviados de los Pads 1 al 6 en la Unidad Minera Quicay I.

1.2.2. Delimitación temporal.

La investigación se ejecutará en un solo periodo que comprende desde enero del 2019 hasta enero del 2020, aproximadamente 1 año.

1.2.3. Delimitación temática.

La investigación desea describir y no comparar la factibilidad técnico económica en el proceso de rípios lixiviados de los Pads 1 al 6 en la unidad minera Quicay I.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema General.

¿Cómo se efectuará la factibilidad técnico económica en el Reproceso de Ripios Lixiviados de los PADS 1 al 6 en la Unidad Minera Quicay I, 2020?

1.3.2. Problemas Específicos.

- a. ¿Cómo determinar si es factible y económico la reprocesamiento del ripio lixiviados basado a la clasificación geometalúrgica de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I?
- b. ¿Cómo determinar el costo de factibilidad del proceso de recuperación de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I?

1.4. Formulación de Objetivos.

1.4.1. Objetivo General.

Efectuar la factibilidad técnico económica en el Reproceso de Ripios Lixiviados de los PADS 1 al 6 en la Unidad Minera Quicay I.

1.4.2. Objetivos Específicos.

- a. Determinar si es factible y económico la reprocesamiento de los ripios lixiviados basado en la clasificación geometalúrgica de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I.
- b. Determinar el costo de factibilidad del proceso de recuperación de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I.

1.5. Justificación de la investigación.

Durante la época operativa de Quicay I no se realizó una clasificación GEOMETALURGICA de las diferentes alteraciones de los minerales que se extrajeron del Tajo Quicay I, las cuales tenían diferentes consumos de cal o

cianuro, y que requerían una determinada granulometría para poder alcanzar la recuperación propuesta en el estudio técnico de la viabilidad de Quicay I.

Se aplicaron iguales parámetros metalúrgicos de lixiviación para todos los tipos de minerales depositados en los Pads.

Con diversos factores tales como la existencia de una cantidad aprovechable de ripios minerales que no tuvieron una buena recuperación metalúrgica, el previo estudio de la actual GEOMETALURGIA de los ripios, el método adecuado de extracción del ripio mineral, el tratamiento metalúrgico requerido y bajos costos operativos, el proyecto mencionado generaría ganancias.

1.6. Limitaciones de investigación.

En el desarrollo de la presente investigación, prácticamente no hubo limitaciones debido a las facilidades al estar colaborando y ser parte directamente de la investigación por la consecución del proyecto, salvo lo referido al financiamiento, la falta de apoyo del personal capacitado y la poca información de la data actualizada ya que tampoco se tenía referencias de otra empresa minera que estuviera realizando el reproceso de sus ripios. Con los antecedentes, métodos y conocimientos mínimos, se da marcha al proyecto presentado, sabiendo que sería un proyecto riesgoso por el mínimo conocimiento que se tenía y el reto de encontrar viabilidad técnica-económica de los ripios era grande.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio.

2.1.1. Antecedentes nacionales

- **Guevara, I. (2015)**, de la Universidad Nacional San Antonio Abad – Cuzco desarrolla su tesis “Modelado matemático y diseño óptimo del proceso de lixiviación en pilas”, La lixiviación en pilas es uno de los procesos hidrometalúrgicos más importantes en la extracción de cobre. Alrededor del 20% de la producción de cobre mundial se obtiene por la lixiviación. En el presente estudio se desarrolló una metodología para el diseño y la optimización del proceso de lixiviación en pilas a través del modelado matemático. El modelo incorpora la cinética de lixiviación mineral, el transporte de reactivos, flujo de soluciones, flujo de gas y la actividad microbiana, y ha sido desarrollado en Matlab/Simulink®. A través de una rutina de estimación de parámetros el modelo fue calibrado por medio de pruebas experimentales en columnas de lixiviación de sulfuros de cobre. Finalmente se aplicaron estrategias de diseño

robusto, demostrando la posibilidad de incrementar hasta en un 17% en la extracción de cobre bajo ciertas condiciones.

- **Eduardo, R. (2015)**, de la Universidad Nacional San Agustín - Arequipa, presenta su tesis “Evaluación metalúrgica de lixiviación con ácido sulfúrico de mineral oxidado de cobre de la Mina Antapaccay para optimizar su comportamiento frente a los parámetros controlados de altura y curado”. Por hidrometalurgia se entiende los procesos de lixiviación selectiva (disolución) de los componentes valiosos de las menas y su posterior recuperación de la solución por diferentes métodos. El nombre de hidrometalurgia se refiere al empleo generalizado de soluciones acuosas como agente de disolución. El propósito de esta investigación, es evaluar la cinética de lixiviación con ácido Sulfúrico del Mineral oxidado de cobre de la Mina Antapaccay para obtener información de su comportamiento frente las condiciones controladas de alturas y aglomeración, determinando parámetros que sean óptimos y técnicamente aplicables. El presente trabajo de investigación recoge algunos alcances de experiencias anteriores en lo que concierne a lixiviación de minerales oxidados, y se ha tratado de aplicar estas experiencias de manera práctica a nuestra realidad en la planta de Óxidos Tintaya.

2.1.2. Antecedentes internacionales

- **Urrutia, C, (2005)**, de la Universidad Católica del Norte, Antofagasta - Chile, sustenta su tesis “Uso de ripios provenientes de procesos de lixiviación del cobre en la fabricación de hormigones”. La minería del cobre genera grandes volúmenes de ripios que provienen de procesos de lixiviación por ácido sulfúrico, los que luego son desechados y acumulados. En la búsqueda de usos alternativos, el presente estudio pretende aportar con fundamentos técnicos cuantitativos las

bondades y los inconvenientes que puede producir su utilización en hormigones de cemento, dado que ellos acumulan una cantidad apreciable de sulfatos de cobre y otras impurezas que a priori tienden a desechar su utilización. Fue necesario lavar el árido antes de su uso, debido a la gran cantidad de finos, sulfatos y cloruros que posee. Se confeccionaron hormigones con diferentes relaciones agua/cemento (w/c) manteniendo constante la docilidad y la relación gravilla/arena; variando también el tipo de cemento y comparando resultados con un hormigón patrón elaborado con áridos gruesos normales. Los resultados muestran que el lavado tiene una gran eficiencia en la eliminación de finos, no así de cloruros y sulfatos. Las probetas confeccionadas con ripios de lixiviación pese a tener buenas resistencias en los primeros días muestran una tendencia que indicaría una pérdida de resistencia con la edad. Del estudio se concluye recomendar su uso para hormigones de estructuras secundarias, de corta vida útil y en ambientes de desempeño de baja humedad.

- **Beckel, J, (2000)**, de la Dirección de Estudios de la Comisión Chilena del Cobre detalla la investigación “El proceso hidrometalúrgico de lixiviación en pilas y el desarrollo de la minería cuprífera en Chile”. El concepto original de esta tecnología aplicada al tratamiento de los minerales de cobre se originó en EE.UU., esta empresa minera chilena perfeccionó y modificó sustancialmente el proceso logrando una primera aplicación práctica industrial en su propio yacimiento Lo Aguirre en las cercanías de Santiago de Chile. Aunque el desarrollo tecnológico de Sociedad Minera Pudahuel se realizó en lo esencial internamente hubo aportes importantes desde algunos componentes y recursos de lo que puede entenderse como clúster minero local, lo cual se ha tratado de identificar en el informe.

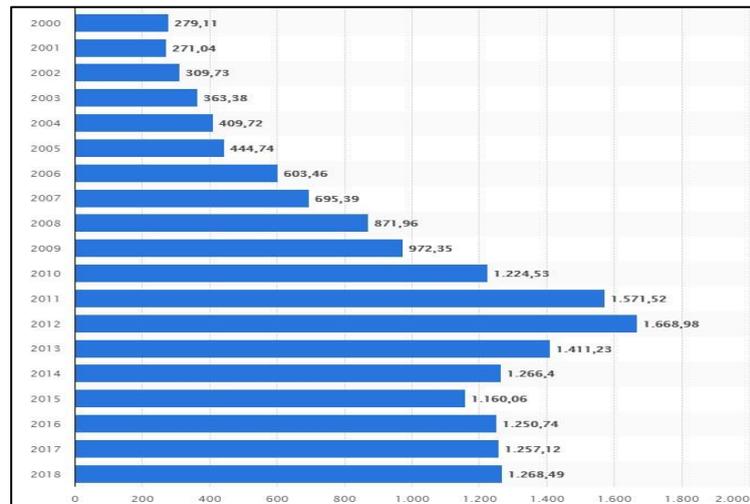
2.2. Bases Teóricas - Científicas.

2.2.1. Reseña Histórica

Corporación minera Centauro inicia sus operaciones en el año 2002, cuando el precio del oro se encontraba en \$310.0 la onza, teniendo una ley cutt off inicial de 0.55 gr/ton de Au.

Ilustración 1.

Precio medio de oro en USD por onza Troy



Durante la etapa de operación de la Unidad Minera Quicay se presenciaron subidas constantes del precio del oro, originando una reducción de la ley Cut Off inicial, permitiendo así el incremento de reservas de mineral más las nuevas exploraciones, traduciéndose todo esto en un incremento de años de operación de la mina, ya que inicialmente solo tenía como vida útil cuatro años; todo ello conllevó a la ejecución de extracción del mineral del tajo hasta el año 2011. Según lo declarado por Geología, Mina y Planta la producción total fue de 20'098,894 toneladas de mineral extraído con una ley de 1.27 gr/tones equivalentes a 820,445 onzas. Estas onzas declaradas no fueron las reales, debido al no haberse realizado una correcta CONCILIACIÓN de onzas por las diferentes áreas mencionadas, por estar considerado un tonelaje producto de las diluciones que se dieron durante la época operativa de Quicay.

Es decir, el acarreo del mineral y desmonte, después de realizado la voladura eran mediante polígonos irregulares diseñados en base a las leyes que presentaban (sea por encima o por debajo de la ley de corte, una determinada coloración para identificar mineral o desmonte). Es difícil pensar que las áreas mineralizadas y las áreas de desmonte separadas por polígonos, pudieran ser minadas exactamente a lo calculado por Geología - Ore control.

Actualmente a la fecha se tiene avanzada un cruce de información entre, los talados BH y las leyes de laboratorio químico, de los tonelajes reales, siendo 19'532,450 TM, con ley 1.385 gr/TM, equivalentes a 820, 444 onzas.

La Mina Quicay o Quicay I, se desarrolló por el sistema de Heap Leaching, en circuito cerrado (sin vertimientos). Los Pads de Lixiviación ubicados en un área de 44.2 Has, fueron construidas en 6 fases, con 8 metros de altura por banco, teniendo una altura total aprobada de 56 metros. La lixiviación del mineral depositado era por 90 días, antes de acarrear el nuevo mineral, aunque algunas celdas no cumplían este tiempo de lixiviación, siendo menores los días de riego.

Generalmente, todo el material extraído del tajo fue enviado a los Pads de lixiviación; es decir, fueron acarreados sin someterse a un proceso de chancado, debido al costo operativo alto y con los precios bajos de la onza de oro de la época no se justificaba económicamente su instalación de una planta de chancado.

Entonces, al no haberse realizado una adecuada caracterización geometalúrgica que permitiese clasificar el mineral según el tipo de alteración geológica, y así determinar los parámetros adecuados para su lixiviación; es decir, la existencia de minerales con diferente geología y metalurgia. El tratamiento metalúrgico para los diversos minerales depositados en los Pads de lixiviación fueron los mismos, se les dieron iguales condiciones de tratamiento, utilizando

bajas concentraciones de cianuro a 80 ppm, cal 0.6 kg/ton y flujo de riego de 8 a 10 Lt/hr x m², así como granulometría; todo ello no siendo los parámetros adecuados para lixiviar minerales con diferentes geometalurgia, incluso si estos eran de leyes altas. Actualmente tras varias pruebas realizadas sabemos que las leyes mayores a 0.8 gr/TM requerían mayor consumo de cal y cianuro, además de requerir una granulometría más reducida para su óptima recuperación metalúrgica.

En julio del año 2016, se realizaron las revisiones respectivas y avanzaron con las CONCILIACIONES de tonelajes y onzas de las datas existentes de Geología, Mina y Planta. Con los resultados previos de dichas revisiones, se fue determinando la existencia de las onzas faltantes. Teniendo el avance del total de tonelaje y onzas extraído del tajo Quicay, se determina que el balance metalúrgico final presentado por Geología, Mina y Planta, de 51.2% no fue real, por ello con el balance metalúrgico de 76.9% (originado del cruce de información de las leyes de laboratorio químico y los taladros BH, el cual tampoco era confiable al 100% porque las leyes no eran representativas) se sospechaba que una cantidad de onzas de oro se habían quedado en los Pads de lixiviación y había que recuperarlos.

En octubre de ese mismo año, se firma el convenio con la comunidad para poder dar inicio al reproceso de los ripios de lixiviación y se planteó inicialmente que el oro se había quedado en forma iónica adheridas/atrapadas en los ripios de los Pads.

Para diciembre de ese mismo año, se inician las operaciones del reproceso de ripios y la búsqueda de las onzas faltantes, por ello se realizaron numerosos muestreos con trincheras en los taludes de cada banco de las pilas, sin realizar mallas valoradas de las granulometrías finas y gruesas. Los muestreos fueron globales, cuyos resultados de leyes que estuvieran por encima de la ley de

corte 0.15 gr/TM serían acarreados y enviadas a lixiviación. A continuación, leyes y solubilidades de algunas muestras del año 2016 e inicios del 2017.

Tabla 1.
Leyes y solubilidades de muestras en el año 2016.

SEPTIEMBRE DEL 2016				
No	PAD	Au (gr/ton)	Au Sol. (ppm)	Recup. (%)
1	A.S. 234 03	0.540	0.466	86
2	A.S. 234 03	0.292	0.280	96
3	A.S. 234 03	0.183	0.133	73
4	A.E. 288 01	0.221	0.189	86
5	A.E. 288 01	0.262	0.221	84
6	A.E. 288 01	0.199	0.155	78
7	A.E. 288 01	0.220	0.189	86
8	A.E. 288 01	0.057	0.023	40
9	A.E. 288 01	0.113	0.060	53

Véase el anexo 13-para mayor cantidad de muestras.

Tabla 2.
Leyes y solubilidades de muestras en el año 2016-2017

Leyes mayores a 0.4 gr/ton y 35% a 50% de oro soluble					
No	PAD	Au (gr/ton)	Au Sol. (ppm)	Recup. (%)	
1	P5 B7AC 249	0.413	0.196	47	FEBRERO DEL 2017
2	P5 - B6B C 230	0.426	0.196	46	
3	P5 - B5B C 210	0.652	0.306	47	
4	P5 B5A C219	0.508	0.223	44	
5	P5-B6A-C244	0.42	0.21	50	
6	P5 B6A C245 P5	0.434	0.212	49	
7	P5 B6B C213 P6	0.737	0.35	48	
8	P5 B6B C213 P6	1.314	0.6	46	
9	P5 B6B C245 P10	0.449	0.188	42	MARZO DEL 2017

Véase el anexo 14 para mayor cantidad de muestras.

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con 50% a 65% de oro soluble					
N	PAD	Au (gr/ton)	Au Sol. (ppm)	Recup. (%)	
1	P5 7A C 249	0.405	0.241	60	FEBRERO DEL 2017
2	P5 B7AC 249	0.678	0.347	51	
3	P5 B7B C 249	0.796	0.516	65	

4	P5 - B6B C 230	0.439	0.235	54
5	P5 B3B C205	0.108	0.065	60
6	P5 B3B C205	0.519	0.318	61
7	P5-B6A-C244	0.42	0.21	50
8	P5-B6A-C231	0.456	0.27	59
9	P5-B6A-C231	0.454	0.285	63

Tabla 3.

Leyes y solubilidades de muestras en el año 2016-2017.

Véase el anexo 15 para mayor cantidad de muestras.

Tabla 4.

Leyes y solubilidades de muestras en el año 2016-2017.

Véase el anexo 18 para mayor cantidad de muestras

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con más de 65% de oro soluble				
No	PAD	Au (gr/ton)	Au Sol. (ppm)	Recup. (%)
1	A.S. 234 03	0.54	0.466	86
2	A.E. 288 01	4.084	3.557	87
3	A.E. 288 01	4.209	3.75	89
4	P -5 B7B C - 249	0.521	0.456	88
5	P -5 B7B C - 249	0.521	0.383	74
6	P -5 B7B C - 249	1.216	1.04	86
7	P5 B7B C 249	0.672	0.461	69
8	P5 B7B C 249	0.539	0.495	92
9	P5 B7B C 249	0.664	0.51	77
10	P5 B7B C 249	0.468	0.375	80
11	P5 B7B C 249	0.49	0.421	86
12	P5 B7B C 249	0.494	0.418	85

Tabla 5.

Reproceso de Ripios diciembre 2016 – abril 2017. Lixiviación de ripios.

Celdas	TM	LEY	Au	Au REC.	Au REC.
		gAu/t	onzas	onzas	%
Celda #1	79,371.82	0.119	303.67	54.077	17.81
Celda #2	99,148.94	0.197	627.98	50.626	8.06
Celda #3	105,022.24	0.109	368.04	38.138	10.36
Celda #4	80,425.94	0.155	400.79	37.952	9.47
Total	363,968.94	0.145	1,700.49	180.79	10.63

Fueron 363,969 TM llevados a lixiviación en un Pad dinámico y 500, 847 TM como ripio desmonte llevados al botadero, con una elación D/M 1.4, valor a pesar de que es bajo no resulta genuino debido a las diluciones que se generaron; así mismo la recuperación al lixiviar los ripios fue 10.63%, muy por debajo a lo

esperado también por la dilución; claramente se deduce que hubo una dilución de mineral valioso con desmonte en el muestreo (obteniendo una ley promedio 0.145 gr/ton) y tampoco una clasificación granulométrica que demostrara bajo qué granulometrías se encontraba depositado mayormente el oro, ya que los rípios de granulometría finas (-4") ya habían sido lixiviados completamente en su gran mayoría.

Presentando leyes muy bajas 0.060 gr/ton y volverlas a reprocesar lixiviándolas no se justificaba en costos ni en tiempo.

Se pensaba que el oro se había quedado atrapado porque la conductividad de riego no fue la adecuada en la lixiviación.

Cuando se analizan las leyes de los rípios con granulometrías mayores a (+4") algunas muestras llegaban a tener 1 gr/ton de ley. Entonces se concluye que el oro no estaba retenido en los rípios en forma iónica y que solo había que lavarlos con una concentración mínima de cianuro para poder recuperarlo, primer error técnico. El oro se encuentra en las granulometrías gruesas mayores a +4" y cuyas solubilidades actuales están entre 76-83%, ratificando que tuvieron una lixiviación incompleta.

En abril del año 2017, se paralizan las operaciones del reproceso, al no obtenerse buenos resultados en la lixiviación de los rípios, se analizaron y corrigieron errores, además de comprender por qué no fueron lixiviadas las granulometrías +4". Para esta fecha con mayor avance de las conciliaciones de tonelajes y onzas de las datas de Geología, Minas y Planta, demostraban teóricamente la existencia de onzas en los Pads de lixiviación y un gran porcentaje

de estas onzas serían de los minerales de leyes altas que no fueron lixiviadas completamente.

En la búsqueda del oro, se ubica la celda 343, en la cual fueron depositados minerales sulfuros y mixtos, tomándose diversas muestras para ensayo de leyes, que reportaron para estos rípios sulfurados leyes de más de 1.5 gr/ton, mixtos de 1 gr/ton que no fueron lixiviados, así también se ubicaron diversas celdas con rípios minerales de óxidos con leyes de 0.3 – 0.6 gr/TM, que se creía en ese entonces que al haber estado cerca de estos mixtos y/o sulfuros no se habían lixiviado también. Para estas fechas, se concluye que los mixtos y sulfuros contenían a las leyes altas y se tenía que encontrar la ubicación donde fueron depositados (esta sería la clasificación geológica que se manejaba en ese momento: Sulfuros y Mixtos, así como Óxidos; aún no había una clasificación geometalúrgica).

Con el nuevo avance de este conocimiento, se realizan pruebas de flotación-cianuración de rípios sulfuros y mixtos, paralelamente también se realiza un estudio de MLA de las muestras sulfuradas en el Laboratorio de University of Tasmania (Australia) cuyos resultados mostraban un oro telúrico (refractario) en los sulfuros, con oro microscópico menores a 1 micra. Con los resultados de las pruebas metalúrgicas de flotación se planteó aplicar un proceso que incluiría una planta industrial de Flotación-Cianuración para una recuperación del 85% de oro (según pruebas metalúrgicas realizadas), al no encontrar las cantidades requeridas de rípios sulfurados, las cuales solo llegaba a encontrarse pequeños depósitos en los Pads de lixiviación, se concluye que no pagarían la inversión para su construcción.

Así mismo, se propuso la aplicación de la tecnología Ore Sorting, para mejorar la clasificación entre los rípios sulfuros y mixtos; evaluación que se extendió hasta noviembre 2017; sin embargo, no resultó porque para leyes bajas no se obtuvieron resultados al clasificar el mineral del desmorte ya que los finos tenían 0.06 gr/ton y los gruesos eran lo que queríamos, por lo tanto, tampoco pagaría la implementación de nueva tecnología. Así es como el estudio realizado por GEOVAL va quedando sin sustento, ya que en su estudio determinaba una cantidad aprovechable de rípios sulfurados y mixtos de leyes altas.

Desde noviembre del 2017 en adelante, se continuaron con diversas pruebas de granulometría en campo y diversos muestreos de los diferentes tipos de rípios que se iban encontrando. Todos los resultados demostraban que había un gran porcentaje de rípios de granulometrías mayores a 2", con leyes por encima de 0.3 gr/TM entre óxidos y mixtos con solubilidades entre 76 a 83%. Las pruebas metalúrgicas en columnas definían resultados favorables para reprocesar estos rípios con recuperaciones cercanas al 20% y 30% de oro con chancado a -4" y -1", respectivamente. Se debe tener en cuenta que para esta prueba se tomó mineral predominantemente con granulometría +2" (en su mayoría eran cercanas a 2", ya que el mineral con +4" era difícil de muestrear por los operadores en campo por el tamaño y peso de las mismas muestras).

Se concluye a partir de esas pruebas que se debía chancar el mineral para la liberación de especies valiosas. Por ello se decide entonces aplicar al reproceso de rípios el mismo proceso aplicado para QUICAY I: Lixiviación en pilas (Heap Leaching); adicionándose previamente una etapa de chancado para las granulometrías gruesas (+4") y con ello obtener un producto final de -1", aunque había un tema importante por afinar que era el reconocimiento entre rípio mineral

y ripio desmonte que ayudara a clasificar eficientemente el ripio mineral del ripio desmonte (al hacerlo entre +4” y -4” se producía una dilución entre ripio mineral y ripio desmonte, la zaranda clasifica por tamaño, pero no por leyes). También existía mineral que a pesar de tener granulometrías +4” no tenían leyes (Qz Alunitas).

Tras varias pruebas de chancado y clasificación por mallas a nivel laboratorio no se obtuvieron resultados para separar el ripio mineral del ripio desmonte. Habría que seguir buscando otras alternativas en el mismo campo que evitaran diluciones.

A inicios del año 2018, con los avances técnicos logrados a esta fecha, aún con una clasificación a medias de rípios óxidos de mediana ley, mixtos con leyes a 1gr/ton, y tratando de encontrar (según Geoval) más cantidades de los rípios sulfuros de alta ley; se da reinicio a las operaciones del reproceso de los rípios, el cual luego del minado incluiría un equipo de zarandeo móvil para la clasificación de las granulometrías -1”; +2”; +4”, mediante una zaranda móvil. A las granulométricos mayores de 2” se realizaría chancado para obtener un producto reducido a -1” para su posterior lixiviación.

Tabla 6.

Leyes y solubilidades de muestras en el año 2017

Leyes mayores a 0.4 gr/ton y 35% a 50% de oro soluble								
N°	PAD	N° Muestra	AU gr/ton	Au Sol.	Recup %	Ag ppm	Cu ppm	
1	5-B 5-C343-CONO5	M2G-SULF.	0.549	0.241	44	5.50	330	ABRIL DEL 2017
2	5-B 5-C343-CONO5	M 1-SULF	0.845	0.283	33	12.90	827	
3	5-B 5-C343-CONO5	M 2-SULF	0.783	0.300	38	12.05	805	
4	P5	M-12	1.350	0.577	43	6.35	0.248%	SEPTIEMBR E DEL 2017

5	P4	M-10	1.216	0.482	40	18.40	0.394%	
6	P-5	M-D	0.764	0.331	43	N.A	N.A	OCTUBRE DEL 2017

Véase el anexo 14 para mayor cantidad de muestras.

Tabla 7.

Leyes y solubilidades de muestras en el año 2017.

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con 50% a 65% de oro soluble								
No	PAD	N° Muestra	AUgr/ton	Au Sol. ppm	Recup. %	Ag ppm	Cu ppm	
1	P5-B5-C343-CONO-1	MIG-SULF.	1.372	0.890	65	7.45	557	ABRIL DEL 2017
2	P5-B5-C343-CONO-1	M2G-SULF.	0.785	0.426	54	6.15	391	
3	P5-B5-C343-CONO-2	M2G-SULF.	0.404	0.260	64	8.50	306	
4	P5-B5-C343-CONO-4	M2G-SULF.	0.946	0.494	52	8.75	1083	
5	P5-B5-C343-CONO-5	MIG-SULF.	0.563	0.344	61	6.15	207	
6	P4B7C354CALICATA	M1	0.480	0.270	56	3.80	683	
7	P4B7C354CALICATA	M2	0.428	0.236	55	5.60	164	
8	P3-B10-C327-CONO2	MIG	1.223	0.779	64	N.A	N.A	
9	P3-B10-C327-CONO8	MIG	0.615	0.331	54	N.A	N.A	
10	P3-B10-C304-CONO9	MIG	0.991	0.598	60	N.A	N.A	
11	P5-B6-C343-	MIG-SULF	0.627	0.402	64	N.A	N.A	
12	P4 B7 C354 ESP. 1	M1	0.666	0.380	57	1.90	172	
13	P4 B7 C354 ESP. 1	M2	0.454	0.260	57	2.25	71	
14	P4-B7-C354-CONO6	M1	0.754	0.448	59	1.40	69	
15	P-M4 SILICE	P-M4	0.831	0.490	59	38.90	89	SEPT. DEL 2017
16	P5	M-6	0.438	0.286	65	2.50	90	
17	P4	M-9	1.658	1.076	65	11.90	70	
18	MUESTRA C 221 CHANCADO MALLA	B	0.476	0.320	67	2.80	57	OCT.DEL 2017

Véase el anexo 15 para mayor cantidad de muestras

Tabla 8.

Leyes y solubilidades de muestras en el año 2017.

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con más de 65% de oro soluble					
No	PAD	AU	Au Sol.	Recup.	
1	P5-B6A-C226-aCONO1	0.55	0.386	70	ABRIL
2	P5-B6A-C226-CONO1	0.72	0.601	84	
3	P5-B6A-C226-ONO1	0.51	0.437	87	
4	P5-B6A-C226-ONO2	0.63	0.521	83	
5	P5-B6A-C226-CONO2	0.66	0.592	89	
6	P5-B6A-C226-CONO3	0.91	0.686	76	
7	P5-B6A-C226-CONO3	1.01	0.844	84	
8	P5-B6A-C226-CONO4	0.86	0.724	84	
9	P5-B6A-C226-CONO4	1.03	0.838	81	

Véase el anexo 18 para mayor cantidad de muestras

Desde noviembre del 2017_en adelante, se continuaron con diversas pruebas de granulometría en campo y diversos muestreos de los diferentes tipos de rípios que se iban encontrando. Todos los resultados demostraban que había un gran porcentaje de rípios de granulometrías mayores a 2", con leyes por encima de 0.3 gr/TM entre óxidos y mixtos con solubilidades entre 76 a 83%. Las pruebas metalúrgicas en columnas definían resultados favorables para reprocesar estos rípios con recuperaciones cercanas al 20% y 30% de oro con chancado a -4" y -1", respectivamente. Se debe tener en cuenta que para esta prueba se tomó mineral predominantemente con granulometría +2" (en su mayoría eran cercanas a 2", ya que el mineral con +4" era difícil de muestrear por los operadores en campo por el tamaño y peso de las mismas muestras).

Se concluye a partir de esas pruebas que se debía chancar el mineral para la liberación de especies valiosas. Por ello se decide entonces aplicar al reproceso de rípios el mismo proceso aplicado para QUICAY I: Lixiviación en pilas (Heap Leaching); adicionándose previamente una etapa de chancado para las granulometrías gruesas (+4") y con ello obtener un producto final de -1", aunque había un tema importante por afinar que era el reconocimiento entre rípio mineral y rípio desmonte que ayudara a clasificar eficientemente el rípio mineral del rípio desmonte (al hacerlo entre +4" y -4" se producía una dilución entre rípio mineral y rípio desmonte, la zaranda clasifica por tamaño, pero no por leyes). También existía mineral que a pesar de tener granulometrías +4" no tenían leyes (Qz Alunitas).

Tras varias pruebas de chancado y clasificación por mallas a nivel laboratorio no se obtuvieron resultados para separar el ripio mineral del ripio desmonte. Habría que seguir buscando otras alternativas en el mismo campo que evitaran diluciones.

A inicios del año 2018, con los avances técnicos logrados a esta fecha, aún con una clasificación a medias de rípios óxidos de mediana ley, mixtos con leyes a 1gr/ton, y tratando de encontrar (según Geoval) más cantidades de los rípios sulfuros de alta ley; se da reinicio a las operaciones del reproceso de los rípios, el cual luego del minado incluiría un equipo de zarandeo móvil para la clasificación de las granulometrías -1"; +2"; +4", mediante una zaranda móvil. A las granulométricos mayores de 2" se realizaría chancado para obtener un producto reducido a -1" para su posterior lixiviación.

El método de minado a aplicar a cada banco de 8 metros de altura sería minando mediante dos cortes de talud (A/B), iniciándose por los primeros 4 metros (parte superior) que contenían mayor granulometría fina -2", eran muestreados y si las granulometrías gruesas tenían leyes por encima de la ley de corte 0.3 gr/ton, se procedía al zarandeo-chancado, caso contrario se enviaría a botadero como desmonte, luego el minado de la parte inferior del banco de 4 metros, la cual contenía mayor cantidad de granulometrías gruesas +2" (por los segregados que se habían depositado en la base del banco) igualmente se procedía al muestreo, zarandeo y chancado, siempre y cuando las muestras tomadas resultasen con leyes por encima de la ley de corte 0.3 g/ton serían minados como ripio mineral.

Tras varias pruebas de chancado y clasificación por mallas a nivel laboratorio no se obtuvieron resultados para separar el ripio mineral del ripio desmonte. Habría que seguir buscando otras alternativas en el mismo campo que evitaran diluciones.

A inicios del año 2018, con los avances técnicos logrados a esta fecha, aún con una clasificación a medias de rípios óxidos de mediana ley, mixtos con leyes a 1gr/ton, y tratando de encontrar (según Geoval) más cantidades de los rípios sulfuros de alta ley; se da reinicio a las operaciones del reproceso de los rípios, el cual luego del minado incluiría un equipo de zarandeo móvil para la clasificación de las granulometrías -1"; +2"; +4", mediante una zaranda móvil. A las granulométricos mayores de 2" se realizaría chancado para obtener un producto reducido a -1" para su posterior lixiviación.

El método de minado a aplicar a cada banco de 8 metros de altura sería minando mediante dos cortes de talud (A/B), iniciándose por los primeros 4 metros (parte superior) que contenían mayor granulometría fina -2", eran muestreados y si las granulometrías gruesas tenían leyes por encima de la ley de corte 0.3 gr/ton, se procedía al zarandeo-chancado, caso contrario se enviaría a botadero como desmonte, luego el minado de la parte inferior del banco de 4 metros, la cual contenía mayor cantidad de granulometrías gruesas +2" (por los segregados que se habían depositado en la base del banco) igualmente se procedía al muestreo, zarandeo y chancado, siempre y cuando las muestras tomadas resultasen con leyes por encima de la ley de corte 0.3 g/ton serían minados como ripio mineral.

Tabla 9.

Leyes y solubilidades de muestras en el año 2018.

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con más de 65% de oro soluble				
No	PAD	Au gr/ton	Au Sol. ppm	Recup.%
1	MUESTRA P 6	0.74	0.612	83
2	MUESTRA P 6	0.43	0.328	77
3	MUESTRA P 6	0.52	0.389	75
4	MUESTRA P 6	0.50	0.427	86
5	C 226	0.64	0.499	78
6	PAD P 6	0.76	0.588	78
7	PAD P 6	0.52	0.419	80
8	PAD P5 B 6	0.78	0.645	82
9	PAD 5 B6	0.69	0.507	73

Vease el anexo 18 para mayor cantidad de muestras.

Tabla 10.

Leyes y solubilidades de muestras en el año 2018.

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con 35% a 50% de oro soluble							
No	PAD	Au gr/ton	Au Sol. ppm	Recup. %	Ag ppm	Cu ppm	
1	PAD 5 B6 OC (+2"-4")	0.079	0.038	48	0.30	<0.005	FEBRERO
2	PAD 5 B6 OC (+2"-4")	0.103	0.051	50	0.60	<0.005	
3	CELDA 231	0.055	0.020	36	0.60	<0.005	MARZO
4	CELDA 230	0.088	0.042	48	0.70	<0.005	
5	CELDA 230	0.116	0.058	50	0.60	<0.005	
6	PAD 5 B6 OC (+2"-4")	0.055	0.020	36	0.60	<0.005	
7	PAD 5 B6 OC (+2"-4")	0.088	0.042	48	0.70	<0.005	
8	PAD 5 B6 OC (+2"-4")	0.116	0.058	50	0.60	<0.005	
9	PAD 5 B6 (+2"-4")	0.198	0.099	50	N.A	N.A	
10	CELDA 231	0.079	0.038	48	0.30	<0.005	
11	CELDA 231	0.103	0.051	50	0.06	<0.005	
12	CELDA 230	0.198	0.099	50	N.A	N.A	

Vease el anexo 16 para mayor cantidad de muestras.

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con 50% a 65% de oro soluble							
No	PAD	Au gr/ton	Au Sol. ppm	Recup. %	Ag ppm	Cu ppm	
1	CELDA 231	0.089	0.046	52	0.55	<0.005	ENERO
2	CELDA 231	0.047	0.024	51	0.45	<0.005	
3	CELDA 231	0.068	0.038	56	0.60	<0.005	
4	CELDA 231	0.150	0.089	59	0.55	<0.005	
5	CELDA 231	0.128	0.080	63	0.40	<0.005	
6	CELDA 231	0.160	0.094	59	0.45	<0.005	
7	CELDA 233	0.159	0.083	52	0.70	<0.005	FEBRERO
8	CELDA 233	0.159	0.092	58	0.95	<0.005	
9	CELDA 233	0.100	0.053	53	1.05	<0.005	
10	CELDA 233	0.194	0.120	62	1.15	0	
11	CELDA 231	0.161	0.091	57	0.60	<0.005	

Tabla
Leyes y

12	CELDA 231	0.065	0.035	54	0.35	<0.005
----	-----------	-------	-------	----	------	--------

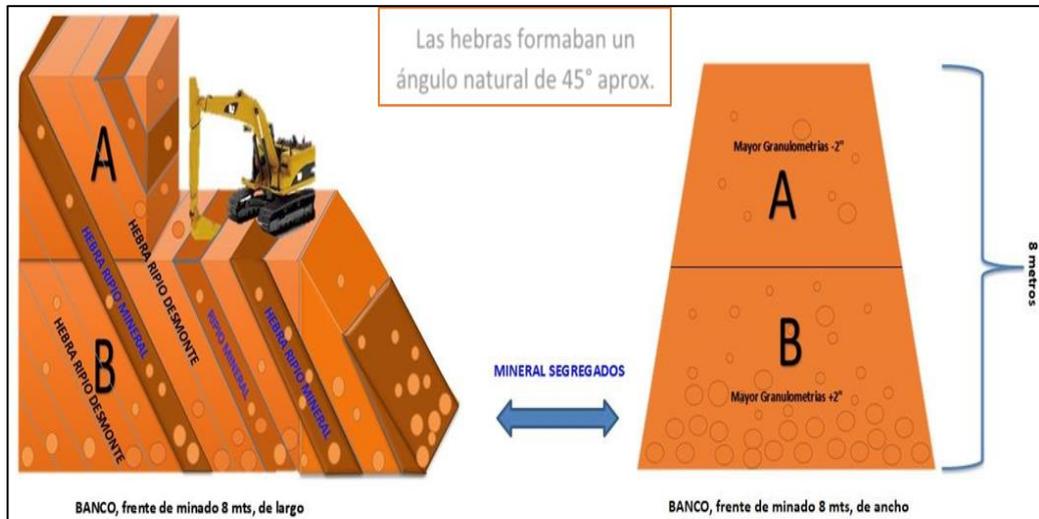
11.

solubilidades de muestras en el año 2018.

Vease el anexo 17 para mayor cantidad de muestras.

Ilustración 2.

Reproceso de Ripios: enero 2018 – abril 2018. Lixiviación.



Este método de extracción por bloques A/B de bancos involucraba un minado vertical (¡Nuevamente dilución de la ley de ripio mineral con ripio desmonte!). Este minado se realizaba hasta culminar con la parte superior A y la parte inferior B, buscando mineral con mayores granulometrías que se encontraba al fondo (debido a la segregación) para ser zarandeado y chancado.

Los resultados mostraron diluciones de las leyes de las hebras de ripio mineral, con el ripio desmonte. En consecuencia, una disminución de la ley al ser mezclada en el minado por bloques (realizando un corte vertical con la excavadora, mezclándose las granulometrías gruesas del ripio desmonte con las granulometrías gruesas del ripio mineral muestreado). El ripio mineral (diluido) recuperado al finalizar el proceso de chancado resultaba con leyes inferiores a 0.3 gr/ton, con lo cual se confirmaba que se estaban produciendo grandes diluciones y pérdidas de material. La cantidad de ripio mineral que se logró producir fue muy poco con una relación alta

Tabla 12.

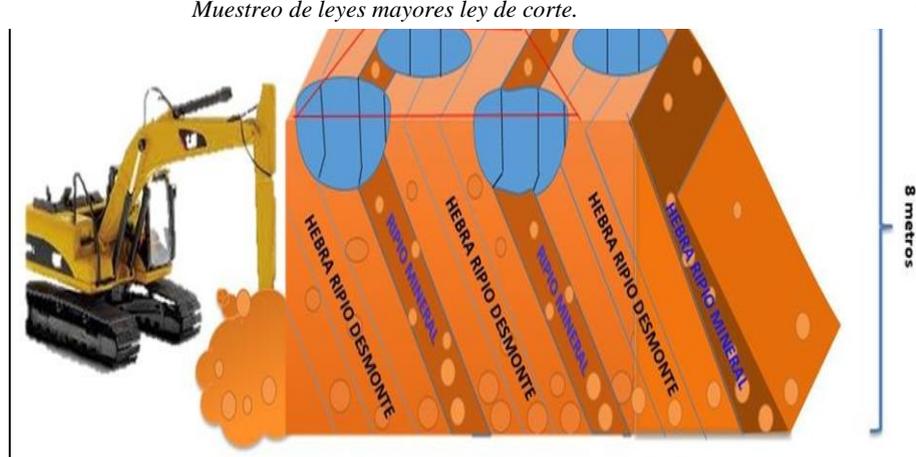
Reproceso de Ripios enero 2018 – abril 2018. Minado.

PRODUCCION	R. Mineral	R. Desmonte	Ratio D/M
	7,064 TM	557,080 TM	78.9

Desmonte/Mineral de 78.9. En abril se paraliza momentáneamente ya que había de corregir los errores presentados para evitar más pérdidas, al no lograr la producción deseada.

Tabla 13.

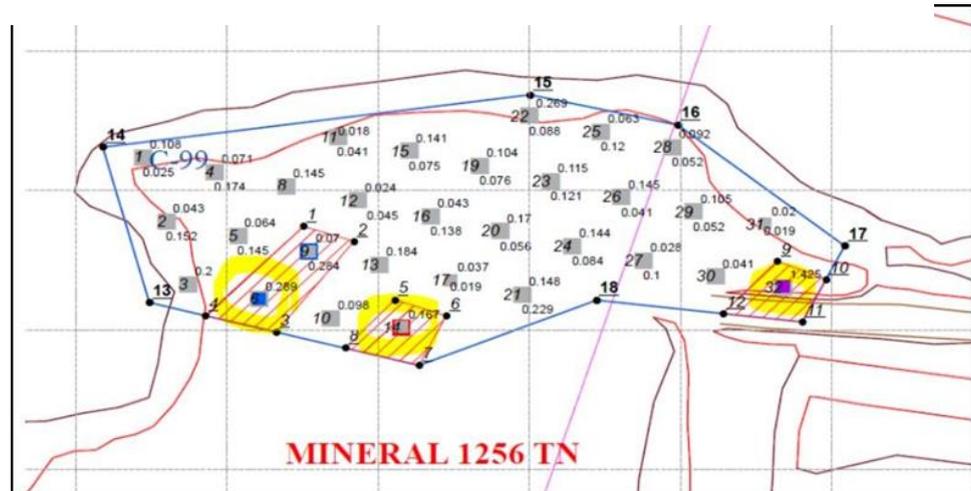
Muestreo de leyes mayores ley de corte.



Para mayo 2018, tras la llegada de otro equipo de profesionales de gran experiencia, aún no se podía reconocer al 100% el ripio mineral del desmonte en campo, además todavía no se concretaba la caracterización geometalúrgica de los ripios. Se aplicó un nuevo método de muestreo y minado que lograrse incrementar la recuperación del ripio mineral, aplicando un muestreo mediante calicatas. Con estas leyes se diseñaron polígonos en función a la ley de corte 0.3 gr/ton, el minado del banco de 8 metros siguió siendo el mismo por tramos A/B, los polígonos con leyes mayores al Cut Off fueron llevados minados y zarandeados para su posterior chancado; los de por debajo del Cut Off considerándose desmonte y siendo destinados al botadero.

Tabla 14.

Calicatas y polígonos de leyes mayores a ley de corte.



Los resultados una vez más graficaron grandes pérdidas por dilución de las hebras mineralizadas. La cantidad recuperada en esta etapa fue mínima, no alcanzando la producción deseada, debido que al momento de realizar las calicatas las hebras minerales eran mezcladas con las hebras desmonte para una sola toma de muestras, lo cual generaba un producto contaminado, mostrando resultados de leyes no reales en los reportes de laboratorio.

Tabla 15.

Reproceso de Ripios mayo 2018. Leyes diluidas.

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con más de 65% de oro soluble					
No	PAD	Au gr/ton	Au Sol. ppm	Recup. %	
1	CELDA 343	0.42	0.284	68	MAYO 2018
2	CELDA 347 (+2"-4")	0.54	0.402	74	CARACTERIZACIÓN GEOLOGICA
3	CELDA 347 (+2"-4")	0.42	0.318	77	
4	CELDA 347 (+2"-4")	0.42	0.317	75	Oxido
5	CELDA 343 (+2"-4")	0.48	0.356	75	Sulfurado
6	CELDA 347 (+2"-4")	0.41	0.313	77	Oxido
7	CELDA 347 (+2"-4")	0.69	0.547	79	Mixto
8	CELDA 185 (+2"-4")	2.49	2.014	81	Mixto
9	CELDA 185 (+2"-4")	0.52	0.357	69	Mixto
10	CELDA 185 (+2"-4")	0.45	0.324	72	Mixto
11	CELDA 185 (+2"-4")	0.56	0.451	81	Mixto
12	CELDA 347 (+2"-4")	0.10	0.052	51	Oxido

Si la contaminación era demasiada así existiese ripio mineral en el área sus leyes serían bajas, considerándolos desmonte, así eliminándose una gran cantidad de ripio mineral a los botaderos. Entonces la gran cantidad de ripio desmonte destinados al botadero, versus la mínima cantidad de ripio mineral recuperado con leyes superiores al Cut Off 0.3 gr/ton, hacen ver que se cometieron varios errores: Al realizar las calicatas se mezclaban las hebras mineralizadas con los de desmonte, la toma de muestra debió ser por hebras según era visualizado, además de no llevarse adecuadamente el minado de los bancos completos (piso y techo) creando también mezclas y problemas en los equipos de acarreo (roturas de muelles y cardan, así como atascamientos). La relación obtenida de Desmonte/Mineral fue de 102, valor que reflejaba una mala operación. Fue a partir de estos errores que se dan importancia a las hebras o franjas formadas visibles en los taludes.

Tabla 16.

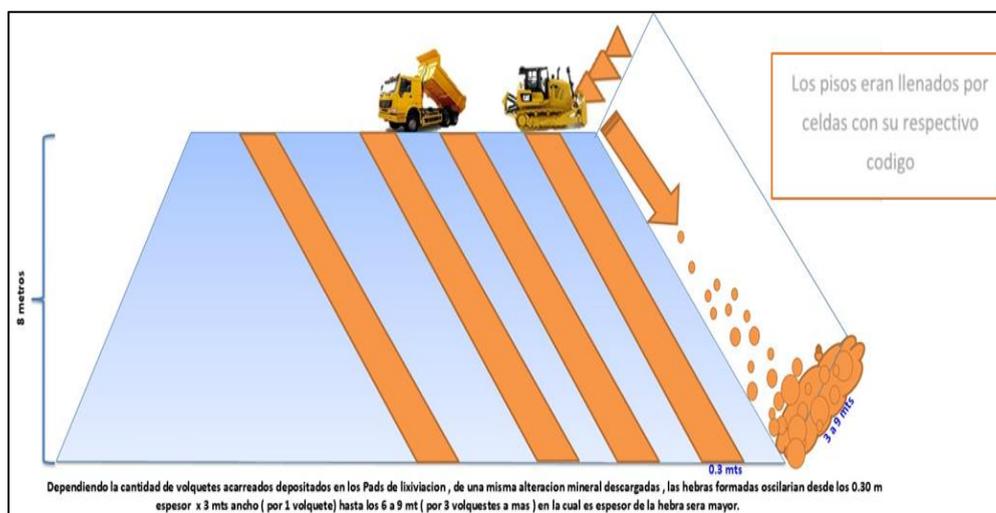
Reproceso de Ripios mayo 2018 – octubre 2018. Minado.

PRODUCCION	R. Mineral	R. Desmonte	Ratio D/M
	27, 303 TM	2, 779,380 TM	101.8

Para octubre 2018, con las evaluaciones de estos errores, se determinó que la mejor manera de evitar las diluciones del ripio mineral sería mediante un muestreo por hebras, así como el método de minado por hebras, ya que se observaron que las hebras mantenían su forma original sin mezclas, tal como fueron depositadas en el llenado de los pads y tenían una dirección de llenado, la cual se debía de identificar, previo al minado.

Tabla 17.

Época operativa. Formación de las hebras o franjas en el llenado de los pads de lixiviación.



Las hebras se presentaban en franjas de diversas dimensiones, desde 0.30 a 1 metro de espesor y de 3 a 9 metros de ancho de cara libre. Cada hebra podría presentar la misma alteración mineralógica en una sola área o distribuidas en diferentes zonas, pero dentro de una misma celda (Las hebras eran llenados por los volquetes, conteniendo un determinado tipo de mineral en cada volquete, el mínimo de la mezcla podría llegar a ser de una volquetada.

Esto ayudaría determinar cuánto faltaba recuperar de dicha alteración, de acuerdo con los taladros de BH.

Ilustración 3.

Hebras o franjas en el llenado de los pads de lixiviación.



Ilustración 4.

Trincheras, ubicación-toma de muestras de las hebras o franjas antes del

A pesar de haber reconocido que el ripio mineral y el ripio desmonte, se plantea trabajar con un nuevo método de operación por trincheras 5 x 30 metros, con el objetivo de buscar reducir la dilución y mejorar la clasificación del ripio mineral, para lograr la producción proyectada. Se realiza un muestreo por hebras de cada trinchera y ubicar las que tenían leyes, para luego ser minadas según la inclinación de cada hebra (el zarandeo se continuaba realizando in situ), luego de reportadas las leyes de laboratorio químico eran llevadas hacia el circuito de chancado. En esta fecha se decide adicionar una etapa secundaria para reducir a $-1/2''$, aunque el método fue mejor que los anteriores, hubo un gran detalle: Al realizar las trincheras de 5 metros de ancho, se estaban mezclando y/o eliminando toda o parte de la hebra buscada, ya que estas se presentaban entre 3-9 metros de cara libre, ante ello había que corregir inmediatamente.



Ilustración 5.

Trincheras y ubicación de las hebras mineralizadas con leyes.

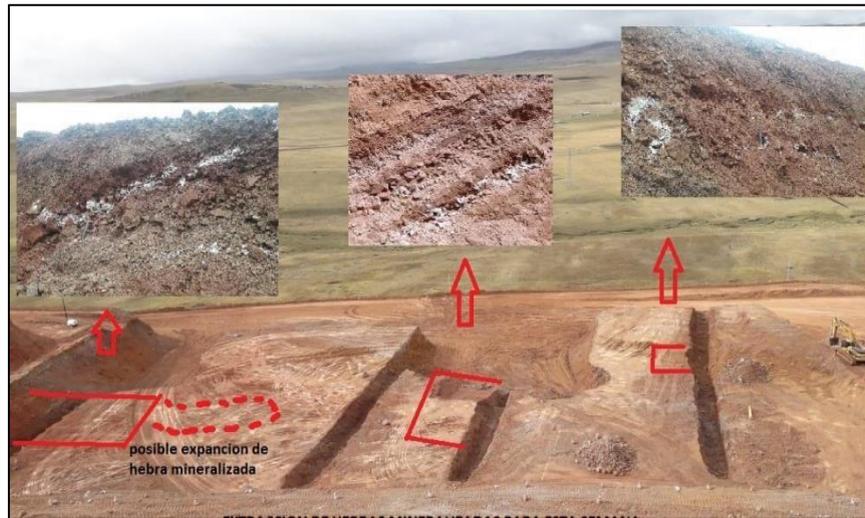
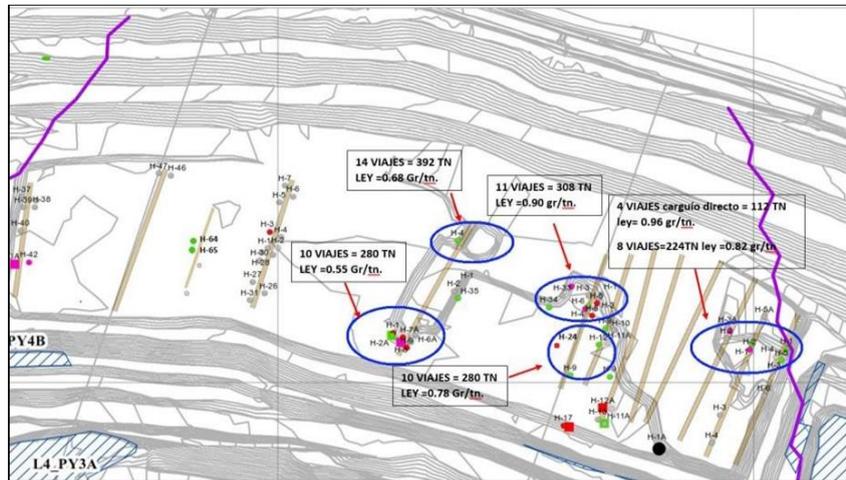


Ilustración 6.

Plano de minado de las trincheras y extracción de las hebras mineralizada.



En este periodo se conocía que el ripio mineral estaba en gruesos y no en finos, a pesar de que no se manejaba una clasificación geometalúrgica aún (no se consideraba el hecho de que algunos gruesos también podrían ser ripio desmonte: Lo que llamaremos Qz. Alunita más adelante).

En ese sentido, se realizó una prueba a escala industrial con 26,834 TM de mineral chancado y lixiviado por 30 días, resultando en un 40% de recuperación.

Para noviembre 2018, se analizan todos los antecedentes mencionados y los diversos errores cometidos en cada etapa, se corrige el método de extracción y se mejora la forma de muestreo de las hebras, a su vez se culmina la caracterización geometalúrgica de los ripios por rangos de leyes: Qz Alunita, Sílice transicional, Sílice masiva y brechas, así también para estas fechas se logró definir que las leyes altas se encuentran realmente en las brechas y sílices masivas (según lo encontrado durante los muestreos por hebras desde el 2016, llegándose a encontrar puntualmente leyes de 2 a 30 gr/ton con solubilidades de 80-83%), también se afina el reconocimiento macroscópico (características físicas principales) entre ripio mineral y ripio desmonte, los frentes de extracción deberían ser minados frontalmente al ángulo de caída de las hebras en el talud (cuidando el ángulo de minado de la excavadora), direccionar los frentes de minado de acuerdo a los cambios de dirección de llenado de cada celda, siempre colocándose frontalmente al ángulo de caída de las hebras.

Adicional a ello se decide no guiarse por los planos y/o topografía de las celdas, los cuales usando datos del apilamiento sugerían cortes de los bancos a una cierta altura para así poder llegar al piso del talud; sin embargo, esto generó problemas con equipos (roturas de muelles y cardanes) debido a que el piso contenía mineral fino; creando más errores, por tanto se decide minar el talud completo según avance, todo el personal involucrado sería capacitado en campo en el reconocimiento Ripio mineral

/ Ripio desmonte, en especial los operadores de excavadoras, supervisión ore control y ayudantes de muestreo.

Por otro lado, se llegaron a optimizar las pruebas metalúrgicas a escala industrial con una recuperación de oro del 50% mediante un chancado secundario a P80-16mm.

Ante lo mencionado, se aplicaría un minado que ya no genere demasiadas diluciones y pérdidas de onzas. Teniendo como resultado la extracción de las hebras mejor seleccionadas, y con ello el incremento de la producción, reduciendo el Ratio D/M.

Tabla 18.
Reproceso de rípios noviembre 2018. Leyes diluidas.

No	HEBRAS	Au	Au Sol.	Sol.	CARACTERIZACION GEOLOGICA
		gr/ton	ppm	%	
1	MO PAD 2 LIFT 3 H 3.2 (+3"-4")	0.228	0.170	74	Sílice Transicional
2	MO PAD 2 LIFT 3 H 3.2 (Fino)	0.205	0.154	75	Sílice Transicional
3	MO PAD 3 LIFT 3 H 3.1 (+3"-4")	0.318	0.265	83	Sílice Transicional
4	MO PAD 3 LIFT 3 H 3.1 (Fino)	0.256	0.189	74	Sílice Transicional
5	MO PAD 3 LIFT 3 H 3.1 (+3"-4")	1.101	0.924	84	Sílice Transicional
6	MO PAD 3 LIFT 3 H 3.1 (Fino)	0.348	0.294	84	Sílice Transicional
7	MO PAD 3 LIFT 3 H 3.1 (+3"-4")	0.471	0.384	81	Sílice Transicional
8	MO PAD 3 LIFT 3 H 3.1 (Fino)	0.369	0.291	79	Sílice Transicional
9	MO PAD 2 LIFT 3 H 6 (+3"-4")	0.486	0.389	80	Sílice Transicional
10	MO PAD 3 LIFT 3 H 3 (+3"-4")	0.436	0.357	82	Sílice Transicional

Entre noviembre y diciembre 2018, se continua con el reproceso de rípios, con un método de muestreo, extracción y clasificación del ripio mineral por hebras en cada frente de operación. El minado es realizado en posición frontal al ángulo de caída de las hebras, para ello era fundamental la supervisión constante de los cambios del sentido de llenado de las celdas y el zarandeo en el mismo frente de minado (zarandas cerca de las excavadoras). El ripio mineral zarandeado, luego de que su ley fuera verificada (según el tipo de mineralización por Laboratorio Químico) sería acarreado al circuito de chancado.

Ilustración 7.

Minado extracción de las hebras mineralizadas y zarandeo in situ.



Tabla 19.

Reproceso de Rípios noviembre – diciembre 2018. Minado.

PRODUCCION	R. Mineral	R. Desmote	Ratio D/M
	26, 204 TM	604, 910 TM	23.1

Según el cuadro adjunto, se mejoró la clasificación de las hebras mineralizadas, con un incremento de la producción de rípios mineral, logrando reducir la ratio D/M a 23. Esta reducción de la ratio se debió principalmente a que se estaba mejorando con el reconocimiento del ripio mineral del ripio desmote.

En esta etapa se lograron reducir las diluciones y las pérdidas de hebras minerales de 95% a solo un 5%, reflejándose en el incremento de la producción, aunque faltaba lograr una producción estándar TM/día en el minado y planta, también se observó que las áreas de zarandeo quitaban espacios para realizar el minado eficientemente y la existencia de tiempos muertos en movimientos y traslados: Se tenía que corregir.

Para inicios del año 2019, entre febrero y abril, con los conocimientos técnicos para la óptima clasificación y correcto reconocimiento de los rípios mineral del rípio desmonte (minado por hebras), para así lograr una recuperación eficiente del rípio mineral, se realizaría los siguientes cambios para incrementar la producción y reducir los tiempos muertos:

El zarandeo sería llevado a la zona de chancado, quedando libres los frentes de minado, así las hebras extraídas y clasificadas serían acarreadas y llevadas a las zonas de zarandeo-chancado; así mejorando de esta manera la productividad, aunque todavía había que mantener una productividad estándar. Se observan mejores solubilidades que en otros meses, fruto del correcto muestreo selectivo por hebras.

Tabla 20.

Reproceso de Rípios febrero 2018. Leyes Sílice Transicional.

FEBRERO DEL 2019				
HEBRAS	Au (gr/tn)	Au Soluble (ppm)	Soluble %	GEOLOGIA CARACTERIZACIÓN GEOLOGICA
ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 9 (FINO)	0.16	0.105	66	Sílice Transicional

ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 10 (+2"-4")	0.363	0.287	79	Sílice Transicional
ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 10 (FINO)	0.158	0.088	56	Sílice Transicional
MO PAD 3 LIFT 3 HEBRA 12 (+2"-4")	0.397	0.319	80	Sílice Transicional
MO PAD 3 LIFT 3 HEBRA 12 (FINO)	0.157	0.091	58	Sílice Transicional
MO PAD 3 LIFT 2 HEBRA 13 (+2"-4")	0.265	0.208	78	Sílice Transicional
MO PAD 3 LIFT 2 HEBRA 13 (FINO)	0.094	0.049	52	Sílice Transicional
MO PAD 3 LIFT 3 HEBRA 14 (+2"-4")	0.875	0.723	83	Sílice Transicional
MO PAD 3 LIFT 3 HEBRA 14 (FINO)	0.681	0.552	81	Sílice Transicional
MO PAD 3 LIFT 2 HEBRA 15 (+2"-4")	0.739	0.615	83	Sílice Transicional
MO PAD 3 LIFT 2 HEBRA 17 (+2"-4")	0.716	0.591	83	Sílice Transicional

MARZO DEL 2019				
HEBRAS	Au (gr/tn)	Au Soluble (ppm)	Soluble %	GEOLOGIACARACTERIZACIÓN GEOLOGICA
ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 6 (+2"-4")	0.470	0.384	82	Sílice Transicional
ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 7 (+2"-4")	0.550	0.444	81	Brecha Clastos Sílice Transicional Matriz Amarillo Ocre
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 3.1 (+2"-4")	0.426	0.351	82	Sílice Alunita Oxidación Rojo Ocre
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 2.2 (+2"-4")	1.343	1.124	84	Brecha Sílice Oxidación Rojo Ocre
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 2.2 (FINO)	0.524	0.437	83	90% Fino y 10% Grueso
ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 14 (FINO)	0.458	0.362	79	80% Fino y 20% Grueso
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 15 (+2"-4")	1.830	1.511	83	Brecha Sílice Transicional 70% Fino y
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 15 (FINO)	0.870	0.719	83	Brecha Sílice Transicional 70% Fino y
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 16 (+2"-4")	5.257	4.412	84	Brecha Sílice Transicional 70% Fino y
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 16 (FINO)	0.760	0.621	82	30% Grueso
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 17 (+2"-4")	2.097	1.732	83	Brecha Sílice Transicional 70% Fino y
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 17 (FINO)	0.461	0.371	81	Brecha Sílice Transicional 70% Fino y
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 20 (FINO)	0.412	0.327	79	Sílice Alunita 80% Fino y 20% Grueso
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 23 (+2"-4")	0.683	0.577	84	Brecha Sílice Transicional Oxido Amarillo
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 16.1 (+2"-4")	1.253	1.057	84	Brecha Sílice Transicional
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 16.1 (FINO)	0.416	0.338	81	30% Grueso y 70% Fino
ME PAD 3 LIFT 1 HEBRA 17.1 (+2"-4")	0.517	0.422	82	Brecha Sílice Transicional

Tabla 21.

Reproceso de ripios febrero – abril 2019. Minado.

PRODUCCION	R. Mineral	R. Desmante	Ratio D/M
	155, 254 TM	372, 918 TM	2.4

Se puede observar que la ratio D/M se ha reducido a 2.4, y el tonelaje de mineral producido se logra incrementar a 155,254 TM. Resultado muy positivo, debido a estar realizando una mejor clasificación de rípios minerales. Se tenía aún por afinar el método de muestreo de las hebras minerales y desmontes, para así obtener una ley más representativa y se acerque a lo real. Así como también lograr que los equipos de zarandeo y chancado mantengan una producción estándar requerida, y de esa manera se alcance la viabilidad y rentabilidad del Proyecto de reproceso de rípios.

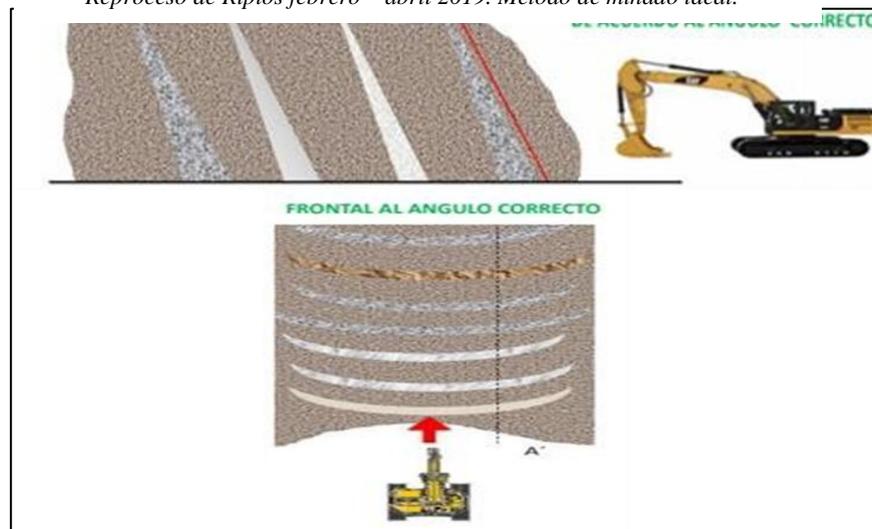
Ilustración 10.

Reproceso de Rípios febrero – abril 2019. Operador de excavadora realizando la extracción de las hebras, en posición frontal al llenado de las hebras. u.



Ilustración 9.

Reproceso de Rípios febrero – abril 2019. Método de minado ideal.



Para el mes de febrero de 2019, penúltimo mes antes de cerrar el proyecto, se muestra un reporte de la hebra 33, el cual sorprendió a los Supervisores debido a la ley de 42.183 gr/ton.

Tabla 22.

Reproceso de Ripios febrero 2019. Ley Hebra 33.

N°	Pad 3 y 4 Lift 2 y 5	N° Hebra	Au (gr/ton)	Au Sol. (ppm)	Recup. (%)	Ag (ppm)	Sol. (ppm)	CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA
1	MD PAD 3 LIFT 2 HEBRA 12 (+2"-4")	12	0.064	0.027	42	N.A	N.A	Cuarzo Alunita 30% Grueso
2	MD PAD 3 LIFT 2 HEBRA 12 (FINO)	12	0.117	0.060	51	N.A	N.A	70% de Fino
3	M0 PAD 4 LIFT 5 HEBRA 29 (+2"-4")	29	0.708	0.584	82	N.A	N.A	Silice Transicional 50%
4	MO PAD 4 LIFT 5 HEBRA 29 (FINO)	29	0.230	0.160	70	N.A	N.A	Grueso y 50% de Fino
5	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 48 (+2"- 4")	48	0.225	0.168	75	N.A	N.A	Silice Transicional 50%
6	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 48 (FINO)	48	0.083	0.042	51	N.A	N.A	Grueso y 50% de Fino
7	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 49 (+2"- 4")	49	0.378	0.310	82	N.A	N.A	Silice Transicional 70%
8	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 49 (FINO)	49	0.128	0.069	54	N.A	N.A	Grueso y 30% de Fino
9	MUESTRA SOLIDA HEBRA 33.1 (+12")	33.1	42.183	35.331	84	N.A	N.A	Brech, Clasto Sil. Trans. Oxi.Negro

Sin embargo, la ley de 42.183 gr/ton tiene mucho menos de 1.3

gr/ton luego de ser chancado. Ahora mirar el remuestreo de la hebra 33:

Tabla 23.

Reproceso de Ripios febrero 2019. Ley Hebra 33.

N°	Pad 2 y 3 Lift 2	N° Hebra	Au (gr/ton)	Sol. (ppm)	Recup. (%)	CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA
1	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 33.1 (+2"-4")	33.1	8.127	6.780	83	Silice Transicional % Brecha 90% Fino y 10% Grueso-Remuestreo
2	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 33.1 (FINO)	33.1	1.036	0.836	81	Silice Transicional % Brecha 90% Fino y 10% Grueso-Remuestreo
3	ME PAD 2 LIFT 2 HEBRA 45 (+2"-4")	45	1.098	0.889	81	Silice Transicional 80% Fino y 20% Grueso
4	ME PAD 2 LIFT 2 HEBRA 45 (FINO)	45	0.074	0.040	54	Silice Transicional 80% Fino y 20% Grueso
5	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 46 (+2"-4")	46	358	0.286	80	Silice Transicional % Brecha 80% Grueso y 20% Fino
6	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA46 (FINO)	46	0.165	0.101	61	Silice Transicional % Brecha 80% Grueso y 20% Fino
7	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA38.2(+2"-4")	38.2	0.273	0.199	73	Silice Transicional % Brecha 50% Grueso y 50% Fino
8	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA38.2 (FINO)	38.2	0.262	0.189	72	Silice Transicional % Brecha 50% Grueso y 50% Fino
9	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA37.2 (+2"-4")	37.2	0.180	0.098	54	Silice Transicional % Brecha 80% Grueso y 20% Fino
10	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 37.2 (FINO)	37.2	0.176	0.089	51	Silice Transicional % Brecha 80% Grueso y 20% Fino
11	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 24.2 (+2"-4")	24.2	0.225	0.140	62	Silice Transicional % Brecha 80% Grueso y 20% Fino
12	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA24.2 (FINO)	24.2	0.121	0.064	53	Silice Transicional % Brecha 80% Grueso y 20% Fino
13	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA47 (+2"-4")	47	0.577	0.470	1	Silice Transicional % Brecha Cuarzo Alunita 50% Grueso y 50% Fino
14	ME PAD 3 LIFT 2 HEBRA 47 (FINO)	47	0.072	0.028	39	Silice Transicional % Brecha Cuarzo Alunita 50% Grueso y 50% Fino

Nótese en la hebra 33 la diferencia que hay entre gruesos muestra (+2" -4") y finos (-2") con leyes 8.1 gr/ ton versus 1.036 gr/ton respectivamente y con malla granulométrica con 10% gruesos y 90% finos aproximadamente. Esto quiere decir que la ley promedio más representativa de la hebra 33 sería más cercana a ley de los finos 1.036 gr/ton que a la ley de 8.127 gr/ton. Esto se comprueba recién con el chancado de todo el tonelaje de la Hebra 33, consecuentemente tendrá un menor contenido metálico en onzas.

Ahora mostramos un análisis granulométrico de la muestra de la Hebra 33.

Tabla 24.

Reproceso de Ripios febrero 2019. Ley Hebra 33 y su malla valorada.

ANÁLISIS DE MALLA VALORADA 22/02/19										
ABERTURA DE MALLA	Hebra 33.1 (SANDVIK UH 440)									
MALLA	Peso (KG)	% ACUMULADO	% Menor a 3/4"	% Mayor a 3/4"	Ley Au promedio gr/tn	Nº	Código Muestra Malla Valorada	Au gr/tn	Au Sol. ppm	Recup. %
4"	5.6	12.0	----	51.3	13.85	1	MUESTRA MALLA VALORADA +4"	34.53	29.14	84
3"	3.5	7.5				2	MUESTRA MALLA VALORADA +3"	12.43	10.39	84
2"	4.3	9.2				3	MUESTRA MALLA VALORADA +2"	11.33	9.44	83
1"	7.2	15.4				4	MUESTRA MALLA VALORADA +1"	5.04	4.18	83
3/4"	3.4	7.3				5	MUESTRA MALLA VALORADA +3/4"	3.15	2.55	81
1/2"	2.7	5.8	48.7	----	1.29	6	MUESTRA MALLA VALORADA +1/2"	1.81	1.49	82
3/8"	5.1	10.9				7	MUESTRA MALLA VALORADA +3/8"	1.55	1.26	81
5/16"	4.4	9.4				8	MUESTRA MALLA VALORADA +5/16"	1.08	0.90	83
1/4"	4.6	9.8				9	MUESTRA MALLA VALORADA +1/4"	1.12	0.91	81
-1/4"	6	12.8				10	MUESTRA MALLA VALORADA -1/4"	1.13	0.90	79
TOTAL	46.8	100.0								

Según resultados se estaría tomando las fracciones por encima de 1/2" o 3/4" para llevarlo a una etapa de chancado, menores a estas mallas se estarían llevando a lixiviación de finos. Mayores a 3/4" tendríamos un aproximadamente de 51.3% de gruesos a chancar con una ley de 13.85 gr/ton. Menores a estas mallas tendríamos para lixiviar un 48.3% como finos a lixiviar con una ley de 1.29 gr/ton.

Para el periodo marzo y abril del 2019, teniendo en cuenta todo el conocimiento adquirido para reconocer, clasificar y extraer el ripio mineral (minado selectivo por hebras) se hizo un stock de 180,000 TM aproximadamente, de la cual la mitad fue chancada y el resto está pendiente de hacerlo. De este stock chancado se realizó una prueba metalúrgica a escala industrial, la cual se detalla en las páginas 90 y 91 de este estudio.

Para el mes de julio del 2019, se elaboró un filtrado de todas las muestras de ripios ensayadas desde el año 2016 con sus respectivas solubilidades.

- Muestras con leyes mayores a 0.4 gr/ton y 35% a 50% de oro soluble.

Tabla 25.

Reproceso de Ripios febrero 2019. Recopilación de leyes.

No	PAD	N° Muestra	Au (gr/ton)	Au Sol. (ppm)	Recup. (%)	
1	P5 B7AC 249	M14A	0.413	0.196	47	FEB. DEL 2017
2	P5 - B6B C 230	M4F	0.426	0.196	46	
3	P5 - B5B C 210	M14M	0.652	0.306	47	
4	P5 B5A C219	M6M	0.508	0.223	44	
5	P5-B6A-C244	M49M	0.420	0.210	50	
6	P5 B6A C245 P5	M5G	0.434	0.212	49	
7	P5 B6B C213 P6	M1G	0.737	0.350	48	
8	P5 B6B C213 P6	M2G	1.314	0.600	46	
9	P5 B6B C245 P10	M13F	0.449	0.188	42	MAR. DEL 2017
10	5-B5-C343-CONO-5	M2G- SULF.	0.549	0.241	44	ABRIL DEL 2017
11	P5-B5-C343-CONO5	M1-SULF	0.845	0.283	33	
12	P5-B5-C343-CONO5	M2-SULF	0.783	0.300	38	
13	P5	M-12	1.350	0.577	43	SEPT. DEL 2017
14	P4	M-10	1.216	0.482	40	
15	P-5	M-D	0.764	0.331	43	OCT. DEL 2017
16	CELDA 343 (+2"-4")	25	0.618	0.301	49	MAY. DEL 2018
17	CELDA 343 (+2"-4")	26	0.448	0.198	44	Sulfurado
18	CELDA 343 (+2"-4")	28	0.470	0.197	42	Sulfurado

- Muestras con leyes mayores a 0.4 gr/ton con 50% a 65% de oro soluble.

Tabla 26.

Reproceso de Ripios febrero 2019. Recopilación de leyes.

N°	PAD	N° Muestra	Au (gr/ton)	Au Sol. (ppm)	Recup. (%)	
1	P5 7A C 249	M11C	0.405	0.241	60	FEB. 2017
2	P5 B7AC 249	M14C	0.678	0.347	51	
3	P5 B7B C 249	M16 B	0.796	0.516	65	
4	P5 - B6B C 230	M2G	0.439	0.235	54	
5	P5 B3B C205	M2F	0.108	0.065	60	
6	P5 B3B C205	M12F	0.519	0.318	61	
7	P5-B6A-C244	M49M	0.420	0.210	50	
8	P5-B6A-C231	M9G	0.456	0.270	59	
9	P5-B6A-C231	M10M	0.454	0.285	63	
10	P5 B6A C233 P1	M3F	0.569	0.350	62	
11	P5 B6A C233 P3	M1G	0.853	0.546	64	
12	P5 B6A C231 P4	M4G	1.050	0.683	65	
13	P5 B6A C231 P4	M6F	0.980	0.638	65	
14	P5 B6A C233 P3	M20G	0.403	0.250	62	
15	P5 B6A C233 P4	M3F	0.466	0.269	58	
16	P5 B6B C231 P4	M3F	0.514	0.269	52	
17	P1 B6A C58	M1F	0.445	0.280	63	
18	P1 B6A C58	M1G	0.753	0.460	61	
19	P1 B6A C58	M4G	0.538	0.347	64	
20	P5 B6B C213 P6	M2F	0.495	0.250	51	

21	P5 B6A C245 P7	M6G	0.406	0.230	57	
22	P5 B6A C245 P7	M7G	0.736	0.436	59	
23	P5 B6A C253 P3	M3G	0.971	0.599	62	
24	P5 B1A C167	M10G	0.548	0.300	55	
25	P5 B5B C221 P1	M1F	1.116	0.699	63	MAR. 2017
26	P5 B5A C221 P1	M8G	0.489	0.316	65	
27	P5-B6B-C231-P7	M7F	0.746	0.449	60	
28	P5-B6B-C231-P7	M7G	1.013	0.658	65	
29	P5-B5A-C218-P2	M2G	1.254	0.952	76	
30	P5-B5A-C218-P2	M4G	2.008	1.200	60	
31	P5 B6B C233 P6	M8F	0.574	0.360	63	
32	P5 B6B C233 P6	M14F	0.428	0.250	58	
33	P5-B5A-C218-P6	M2G	0.539	0.350	65	
34	P1-B7B-C58-P1	M4F	0.483	0.275	57	
35	P1-B7B-C58-P1	M9G	0.436	0.243	56	
36	P5-B4A-C209-P2	M9F	0.254	0.144	57	
37	P4-B7B-C354-P1	M4G	0.400	0.233	58	
38	P5 B4A C177 P1	M4G	0.481	0.250	52	
39	P5 B4A C177 P1	M5G	0.440	0.258	59	
40	P5 B5B C343 P1	M1G	0.414	0.254	61	
41	P5 B5A C343 P2	M5F	0.468	0.265	57	
42	P5 B5A C343 P2	M6F	0.552	0.302	55	
43	P5 B5A C343 P2	M8G	0.794	0.439	55	
44	P5-B5-C343-CONO-1	M1G-SULF.	1.372	0.890	65	ABR 2017
45	P5-B5-C343-CONO-1	M2G-SULF.	0.785	0.426	54	
46	P5-B5-C343-CONO-2	M2G-SULF.	0.404	0.260	64	
47	P5-B5-C343-CONO-4	M2G-SULF.	0.946	0.494	52	
48	P5-B5-C343-CONO-5	M1G-SULF.	0.563	0.344	61	
49	P4B7C354CALICATA1	M1	0.480	0.270	56	
50	P4B7C354CALICATA1	M2	0.428	0.236	55	
51	P3-B10-C327-CONO2	M1G	1.223	0.779	64	
52	P3-B10-C327-CONO8	M1G	0.615	0.331	54	
53	P3-B10-C304-CONO9	M1G	0.991	0.598	60	
54	P5-B6-C343-CONO1A	M1G-SULF	0.627	0.402	64	
55	P4 B7 C354 ESP. 1	M1	0.666	0.380	57	
56	P4 B7 C354 ESP. 1	M2	0.454	0.260	57	
57	P4-B7-C354-CONO6	M1	0.754	0.448	59	
58	P-M4 SILICE	P-M4	0.831	0.490	59	SET. 2017
59	P5	M-6	0.438	0.286	65	
60	P4	M-9	1.658	1.076	65	
61	MUESTRA C 221 CHANCADO MALLA -10	B	0.476	0.320	67	OCT. 2017
62	CELDA 343 (+2"-4")	31	0.461	0.242	52	MAY. 2018

- Muestras con leyes mayores a 0.4 gr/ton y con más de 65% de oro soluble (Ver anexo 13)

Lo que encontramos fueron leyes mayores a 0.4 gr/ton, con solubilidad mayor a 65 % que las que poseen solubilidad menor a 50 % (oro encapsulado).

- Muestras con leyes menores a 0.2 gr/ton y sus respectivas solubilidades.

Encontramos 5800 muestras aproximadamente, lo cual coincide con los hechos, obteniéndose debido a las diluciones de las leyes de rípios minerales con el rípio desmonte.

En resumen, son más de 7900 muestras tomadas hasta abril del 2019. Analizando las fechas de las muestras se verifica que hasta octubre 2018 se tienen muestras leyes menores a 0.2 gr/ton y con solubilidades variadas desde 40% a 60%, porque en su momento se creyó que el muestreo era representativo cuando en realidad se estaban mezclando las leyes del rípio mineral con rípio desmonte, recordar que en noviembre del 2018 se empieza a reconocer mineral del desmonte, y a partir de esos meses se fue mejorando la clasificación y extracción del rípio mineral, según lo explicado en todo este capítulo.

2.2.2. Metodología

La realización de la presente investigación realizó en base a la recopilación de datos de todos los trabajos realizados en la etapa operativa 2002 -2016 (geología, minas, metalurgia) y análisis geometalúrgicos de los rípios, así como de diversas pruebas en campo realizadas y pruebas metalúrgicas 2016-2019.

Datos de los cuales se deben de obtener las reservas de rípio mineral y el balance metalúrgico para los rípios, las onzas de oro restante a recuperar, el método técnico y operativo adecuado a aplicar.

2.2.3. Estudio técnico

En la parte técnica, resaltar que este estudio fue realizado con toda la información obtenida a lo largo de toda la operación minera 2002-2014, muy aparte de las pruebas metalúrgicas, pruebas de muestreo y minado, análisis geometalúrgicos que se hicieron para asegurar la existencia, ubicación y la recuperación del ripio mineral 2016-2019.

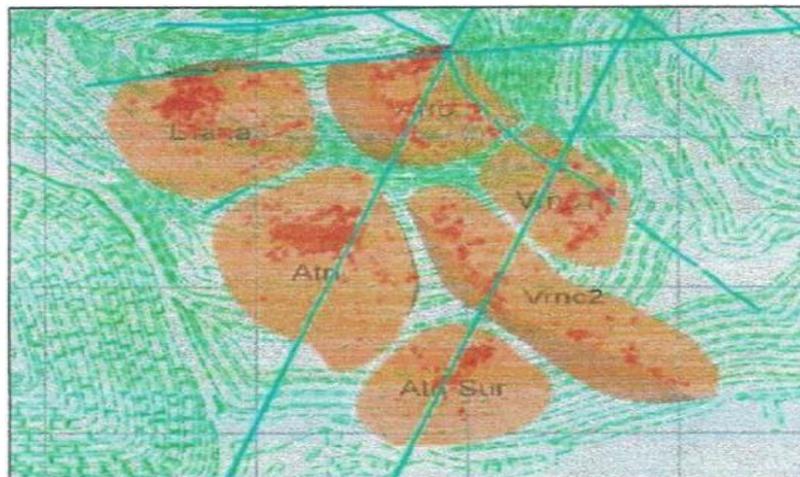
2.2.4. Geológico

Es importante detallar la revisión de los cuerpos estructurales de alta ley mayores a 8 gr, los cuales fueron definidos por los taladros de Blast Hole.

Vista previa de los cuerpos estructurales y ubicación de taladros mayores a 8 gr/tn.

Ilustración 11.

Vista previas de cuerpos estructurales.



Atenea: 10.07 gr/tn, Atenea Sur: 8.49 gr/tn, Afrodita: 14.97 gr/tn, Verónica

I: 15.37 gr/tn, Verónica II: 17.28 gr/tn, Diana: 9.28 gr/tn.

Ilustración 12.

Plano de ubicación de cuerpos estructurales dentro del tajo y sus respectivos nombres.

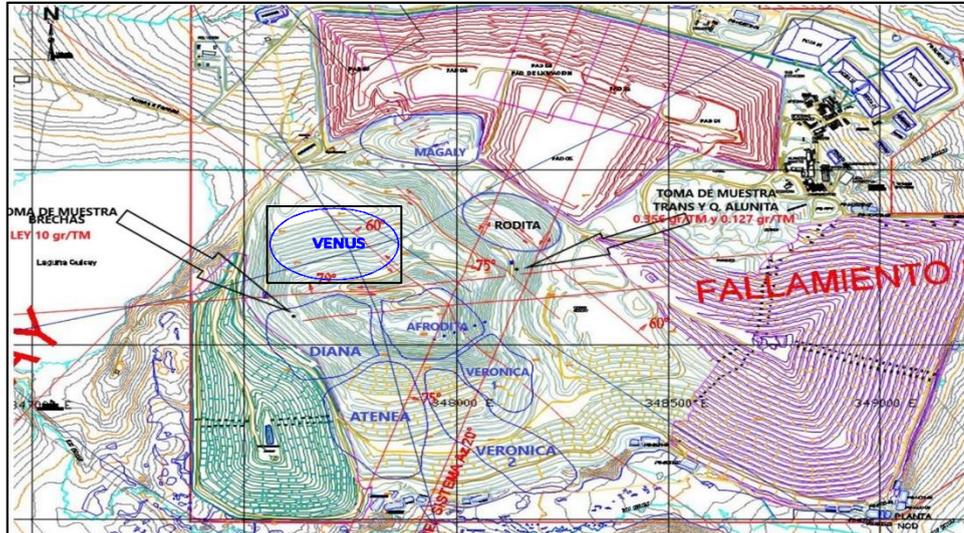
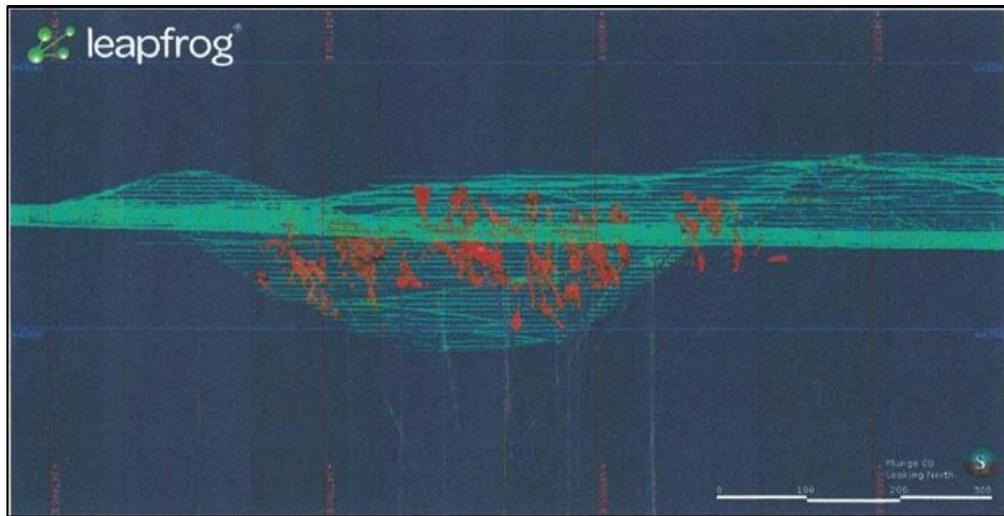


Ilustración 13.

Vista sección mirando hacia el Norte, muestras de leyes BH mayores a 8 gr/tN.

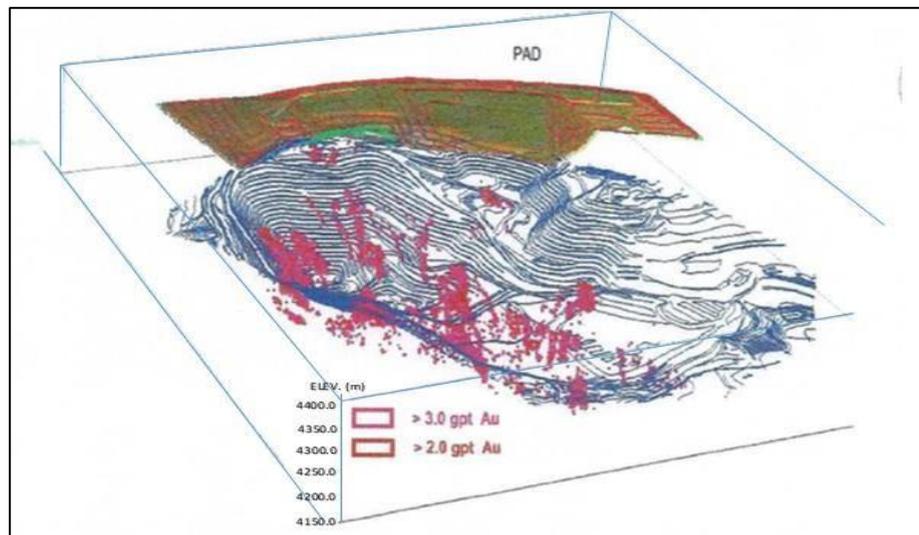


La revisión considera los trabajos y análisis realizados por parte del personal de Centauro hasta la fecha, así como los estudios realizados por Geoval entre los años 2005 y 2011; efectuando el cruce de información digital y de producción histórica. Toda la información histórica de taladros de voladura servirá para la interpretación, en la cual se pueda concluir la existencia de mineral aurífero remanente en los Pads de lixiviación para ser reprocesados.

Sin embargo, cuando se efectúa la selección por Cut Offs de las

Ilustración 9.

Taladros de voladura en color rojo y magenta sobre 2 y 3 grs Au, los taladros de voladura solo son de las leyes altas mayores a 2 grs.



leyes mayores a 2 y 3 gr/ton los promedios saltan a 3.94 y 5.31 gr/ton respectivamente. Los tonelajes y leyes fueron calculados a partir de los taladros de voladura de Blast Hole, los mismos que constituyeron los polígonos de mineral como sigue:

Tabla 27.
Polígonos de mineral.

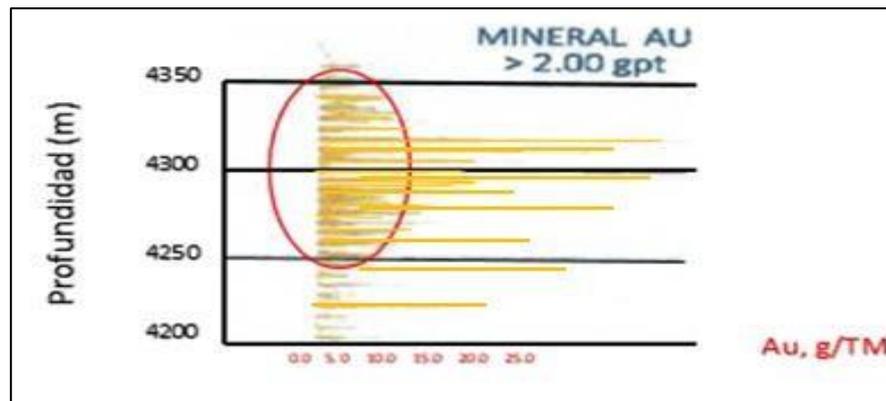
PROYECTO DE RIPIOS QUICAY			
Cut Off gr/tn	Tonelaje mT	Ley-med gr/tn	Finos Onzas
2.00	2,069,200	3.942	262,247
3.00	1,152,626	5.308	196,703
4.00	662,454	6.702	142,742
5.00	419,036	8.020	108,048
7.00	174,876	11.002	61,858
10.00	58,539	16.451	30,962

Del cuadro, se sugiere concentrar la atención en los dos Cut Off de 2 y 3 gr/ton los que resultan en leyes promedio de 3.9 y 5.3 gr/ton de oro, las cuales son promedios altos para su recuperación metalúrgica con iguales condiciones de lixiviación.

Un punto importante entonces es la utilización de los taladros de voladura (BHD), los taladros Diamantinos (DDH), diferentes soportes para los cálculos de recursos minerales, lo que en general lo diferencian es su representatividad y escala de cálculo con efecto directo sobre el contenido metálico; sin embargo, para nuestro interés los taladros de Blast Hole (BHD) serían ideales para el cálculo de aproximación de reservas.

En la siguiente figura se ilustra cómo varía la ley de oro respecto la cota del tajo Quicay I, el cual sugiere que la mayor concentración de leyes altas, mayores a 2 gr/ton, se encuentran entre la cota 4250 y 4350, las que deben corresponder a la parte central superior del depósito (el tajo inicialmente estuvo dividido en tajo sur, centro y norte los que se unieron finalmente para formar uno solo).

Ilustración 10.
Análisis de ubicación en el tajo de leyes altas de mineral.



2.2.4.1. Datos de producción, extracción del tajo quicay.

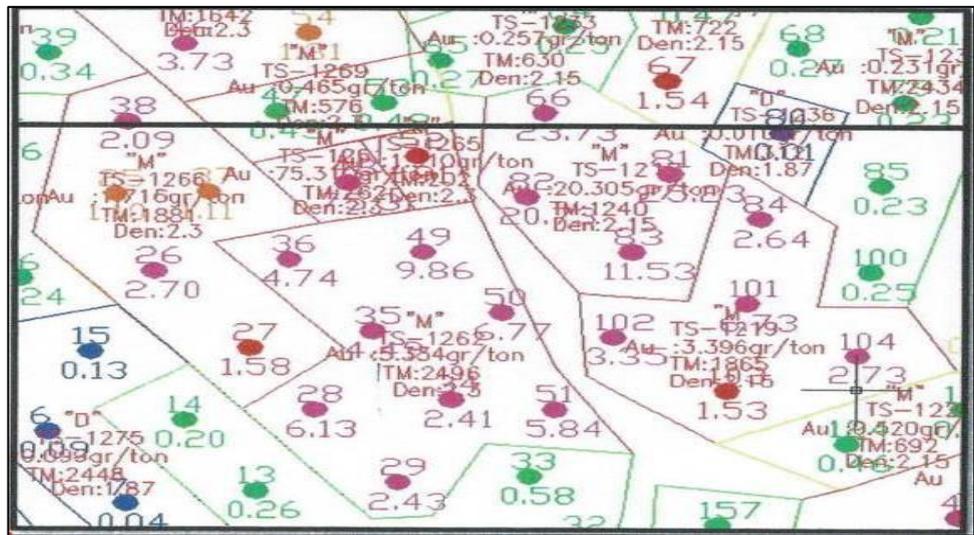
En los tres siguientes resúmenes, se podrá visualizar la cantidad de mineral extraído según los datos manejados durante la época operativa, de área Mina y Planta, no es idéntico el control llevado por ambas áreas, pero son muy cercanas, la diferencia es debido a que en Planta se manejaba por control por celdas acarreadas en las pilas y en Mina por diseño de polígonos para su minado.

a. Área de geología – Mina

Los polígonos representados fueron productos de la perforación de los taladros de Blast Hole, los cuales fueron diseñados en base a las leyes mayores o menores al cut off utilizando un determinado color para cada rango de ley, de esta manera se diferenció el mineral del desmonte. Cada polígono tenía un tonelaje y una ley calculado por Ore Control, durante el minado sería imposible extraer exactamente estos polígonos irregulares. En purpura el mineral de más alta ley, rojo de alta ley, amarillo mineral de mediana ley, verde mineral baja ley y azul desmonte.

Ilustración 11.

Banco 4312. Polígonos y leyes de taladro de Blast Hole. En purpura leyes altas.



b. Área de Planta

La cantidad de mineral que ingresó en los Pads de lixiviación fue controlada mediante los viajes acarreados por celdas.

La cantidad de mineral que ingresó en los Pads de lixiviación fue controlada mediante los viajes acarreados por celdas.

Ilustración 12.

Acarreo de mineral de Tajo hacia pilas de lixiviación.



c. Recopilación de leyes del químico de los taladros de Blast Hole

Para este caso, se ha realizado un trabajo de recopilación de reportes de Laboratorio Químico, tanto en físicos como digitales de los años 2003 a 2011 de las leyes de los taladros de Blast Hole. Las mallas de perforación utilizadas durante operaciones fueron malla 5.15 x 5.15 x 6 metros, densidad 2.2 TM/m³. ley de corte 0.35 gr/ton. Los tonelajes y leyes fueron calculados a partir de estos taladros: 350 Toneladas por taladro.

Ilustración 13.

Taladros de Blast Hole – muestreo ore control.



Ilustración 14.

Taladros de Blast Hole por 350 TM, ley de corte 0.35 gr/ton.

N° Taladros	Cutt Off	Tonelada	Ley Au	Onzas
282910	0.05	99,018,500.0	0.36	1,158,969.5
228940	0.1	80,129,000.0	0.43	1,116,154.4
137928	0.12	48,274,800.0	0.65	1,012,531.4
130854	0.13	45,798,900.0	0.68	1,002,843.1
124142	0.14	43,449,700.0	0.71	992,895.9
118109	0.15	41,338,150.0	0.74	983,274.9
112359	0.16	39,325,650.0	0.77	973,458.9
107162	0.17	37,506,700.0	0.80	964,001.8
102323	0.18	35,813,050.0	0.83	954,650.9
97664	0.19	34,182,400.0	0.86	945,121.8
93428	0.2	32,699,800.0	0.89	935,982.9
76671	0.25	26,834,850.0	1.04	894,501.2
64574	0.3	22,600,900.0	1.18	857,712.1
55807	0.35	19,532,450.0	1.31	820,444.8

49185	0.4	17,214,750.0	1.44	798,496.5
39903	0.5	13,966,050.0	1.68	752,247.8
33565	0.6	11,747,750.0	1.89	713,487.5
29089	0.7	10,181,150.0	2.08	681,036.2
25727	0.8	9,004,450.0	2.26	653,012.9
23027	0.9	8,059,450.0	2.42	627,213.6
20739	1	7,258,650.0	2.58	602,901.4
13560	1.5	4,746,000.0	3.30	504,131.6
9504	2	3,326,400.0	3.98	425,302.9
6941	2.5	2,429,350.0	4.62	360,938.4
5135	3	1,797,250.0	5.29	305,427.3
3854	3.5	1,348,900.0	5.97	258,986.0
2988	4	1,045,800.0	6.62	222,559.1
2336	4.5	817,600.0	7.29	191,560.5
1905	5	666,750.0	7.87	168,636.4
1254	6	438,900.0	9.12	128,686.6
804	7	281,400.0	10.60	95,862.2
559	8	195,650.0	11.98	75,348.5

Si efectuamos la selección por Cut off, se puede observar que al tomar la ley de corte de 0.35 gr/ton, resulta 19, 532,450 TM real extraído del tajo por los taladros de BH, un 2.9% menor a la cantidad declarada por geología, mina y planta de 20, 098,824 TM. El análisis que se tiene es que la ley de corte 0.35 gr/ton no fue la misma durante todo el periodo operativo de Quicay, en los últimos años llego hasta 0.25 gr/ton, entonces eso incrementaría el tonelaje. En los primeros años la ley corte fue 0.54 gr/ton, esto haría disminuir el tonelaje. Así mismo, no se consideró cambio de malla de voladura, la cual se amplió en el último periodo. Por último, una dilución de leyes y aumento de tonelaje, ya que los polígonos tenían una forma irregular imposible de minarlo tal como estaba calculado el tonelaje en planos, esto explicaría que también topografía hoy está dando 21, 682,800 TM, 11% mayor a lo calculado por taladros BH.

Entonces, para este ESTUDIO TÉCNICO tomaremos como un tonelaje conservador y que se acerca a lo extraído del tajo, sin haber sido diluido. La cantidad de 19'532,450 toneladas, de una ley de 1.385 gr/ton, equivalentes a 827,219 Onzas de oro extraídos.

También es importante que, según el cuadro, los minerales de leyes mayores a 2 gr/ton que también salieron del tajo, aportaron 425,302 onzas de oro del total de onzas extraídas, los cuales fueron depositados en los Pads de lixiviación. Esto da mayor consistencia al estudio de viabilidad que se está realizando.

2.2.5. Geometalurgia

a. Clasificación geometalúrgica de los ripios

Se realizó una clasificación y/o caracterización geometalúrgica de los principales tipos de alteraciones presentes en los Ripios de los Pads con sus respectivos rangos de leyes, y en base a los estudios realizados en campo. A partir de ello se obtendrá también una ratio desmonte/mineral (D/M) que servirá para el cálculo de reservas; se utilizará el cuadro de los taladros de Blast Hole por 350 TM, el cual mantiene un tonelaje muy conservador y real a lo extraído del Tajo Quicay versus los reportes declarados por Geología-Mina y Planta.

*Tabla 28.
Clasificación geometalúrgica y sus leyes.*

Clase / tipo alteración	Rango de ley Antes de lixiviación:
Qz Alunita	0.35 a 0.9 g/t
Sil.	0.91 a 1.5 g/t
Sil. Masiva,	1.51 g/t a más.

Clase Qz. Alunita: Mineral blando, de coloración clara, puede presentarse también con oxidaciones rosadas a naranjas rojizas, no presenta sonido fuerte al golpe, se le encuentra en mayor cantidad dentro del pad de lixiviación en granulometrías menores a 2". Inicialmente, antes de la lixiviación, presentaban leyes de oro entre 0.35 a 0.9 gr/ton según

clasificación. Actualmente como ripio se presentan con una ley muy baja que oscila entre 0.060 a 0.2 gr/ton, con solubilidades entre 40-65% de oro soluble. Este tipo de ripio ha tenido una mejor recuperación con las condiciones de lixiviación aplicadas, estas fueron las ideales para este tipo de mineral. Es considerado actualmente como ripio desmonte.

Ilustración 15.

Qz Alunita. Características físicas.



Clase sílice transicional: Mineral que presenta dureza, de coloración según las oxidaciones desde amarillas y naranjas a rojizas oscuras. Se le caracteriza más por la silicificación que presenta, tiene sonido fuerte al golpe, se astilla al romperse, generalmente presenta granulometría mayor a 2” que se observa a simple vista en sus hebras. Puede presentar en ocasiones leyes en sus granulometrías finas -2”. Inicialmente, antes de la lixiviación, presentaban leyes de oro desde 0.9 a 1.5 gr/ton. Actualmente como rípios se les encuentra con leyes de 0.4 a 1 gr/ton y solubilidades altas que oscilan entre 75 a 85% de oro soluble, lo cual indica que tuvieron una lixiviación incompleta. La razón es porque las condiciones de

lixiviación aplicadas a este tipo de mineral no fueron las ideales. Es considerado actualmente como ripio mineral.

Ilustración 21.

Sílice Transicional. Características físicas.



Clase sílice masiva, brechas: Mineral que presenta dureza por la silicificación masiva o por los clastos silicificados de las brechas, se presenta con altas oxidaciones desde naranjas a rojizas oscuras, presenta sonido al golpe, se astilla al romperse, en ocasiones en las sílices masivas presentan pequeños puntos de piritas, pero con solubilidad alta. Leyes de oro iniciales fueron 1.5 a 2.5 gr/ton solubilidades 86-90%; actualmente las sílices masivas se presentan con granulometrías gruesas mayores a 2” y un mínimo de finos. Las brechas se presentan tanto en granulometrías gruesas como finas, de leyes iniciales entre 2 a 60 gr/ton, y actualmente en los ripios se le encuentra con leyes mayores a 1.5 a 30 gr/ton (las leyes más altas solo se encontraron puntualmente). En ambos casos las solubilidades de sus ripios están entre 80 a 83%, indicando que, al ser tratados bajo las

mismas condiciones de lixiviación, consumieron más cianuro y cal, no siendo las condiciones ideales, por lo que tuvieron una lixiviación incompleta. Las granulometrías finas -2” en gran mayoría presentan leyes

Ilustración 22.

Brechas, Sílices masivas. Características físicas.

altas mayores a 2 gr/ton. Actualmente se les considera ripio mineral de ley alta.



2.2.6. Geología

El equipo de Geología/Ore control, realiza los trabajos de muestreo de los frentes de operación dentro de los Pads de lixiviación antes de su minado para determinar las zonas mineralizadas según su ley, aplicación constante de caracterización geometalúrgica del tipo de alteración y potencia de la hebra, así mismo deberá tener presente las direcciones y/o sentido de llenado de dicho talud, y el control del tipo de alteración ripio mineral que se va extrayendo diariamente, y determinar su grado de dilución o pérdida según corresponda.

El equipo de Geología/Ore control deberá de estar presente antes, durante y después de las operaciones diarias, por tratarse de un trabajo de selección de ripio minera.

2.2.7. Minado

Previamente para realizar la selección y extracción de ripio mineral o desmonte, se debe de realizar la identificación e inspección del frente de minado por parte de Ore control y Operador de excavadora, así mismo concluir la ubicación de la operación en función del sentido de llenado de dicho frente a minar.

Durante el minado operaciones mina llevara el control del piso del frente, es decir deberá determinar en todo momento el piso y techo de cada frente (talud), para evitar extraer hebras que no correspondan, así mismo los cambios repentinos de sentido de llenado, caso se den estas situaciones, tomar decisiones inmediatas para reubicación en posición correcta de operación.

El tipo de minado para el reproceso de ripios será un trabajo muy minucioso y delicado, el cual requiere mucha concentración y actitud, así como trabajo en equipo y comunicación constante.

2.2.8. Extracción de Desmonte

La extracción de desmonte será por hebras, en un ángulo de 40 grados aproximadamente. El desmonte extraído será llevado y depositado en el botadero ubicado dentro del Tajo Quicay, a una distancia de 3 km.

2.2.9. Extracción de Mineral

La extracción de mineral será por hebras, en ángulo de llenado será de 40 grados para evitar su dilución, su destino final será la zona de acopio del circuito de zarandeo y chancado, ubicado a 2.5 km de distancia.

El minado se realizará con 4 excavadoras CAT 345, 4 flotas de volquetes de 17 metros cúbicos (28 TM), 2 tractores orugas DT6/DT8 (frente de operación y botadero de desmote) y una motoniveladora CAT.

La extracción de desmote o mineral será según vayan apareciendo las hebras minadas, en la cual serán los mismos equipos por utilizar.

Los operadores de excavadora que intervienen en el minado tendrán un papel fundamental para la correcta y eficiente recuperación del Ripio mineral, serán los ojos constantes de los ore control o geología, para lo cual deberán ser capacitados constantemente en el reconocimiento mineralógico.

El buen equipo que debe crearse tanto geología y minas, bajo una comunicación buena de trabajo, será primordial para la exitosa recuperación del ripio mineral y evitar diluciones y/o pérdida innecesaria del mismo.

Ilustración 23.
Ciclo de minado y carguío.

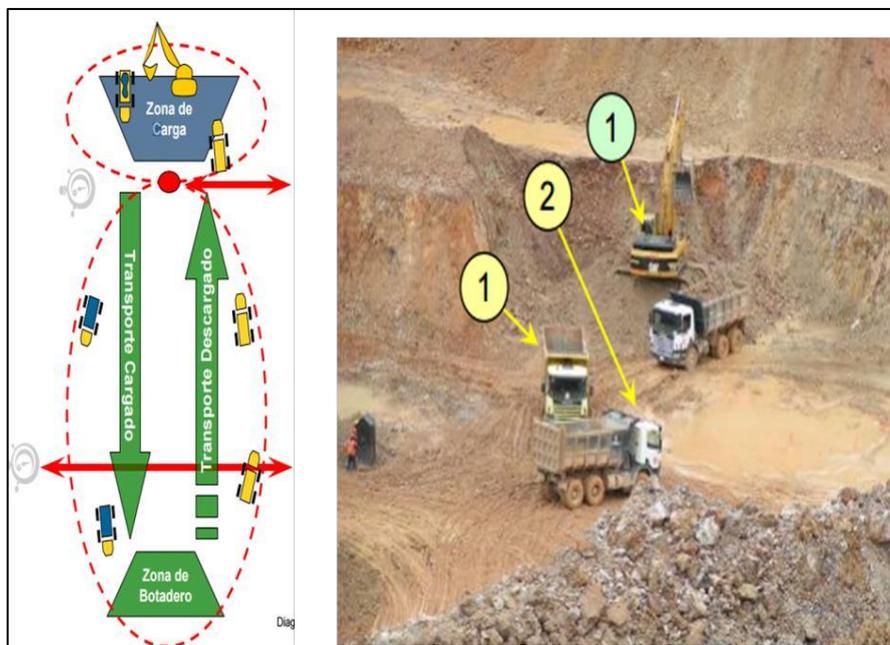


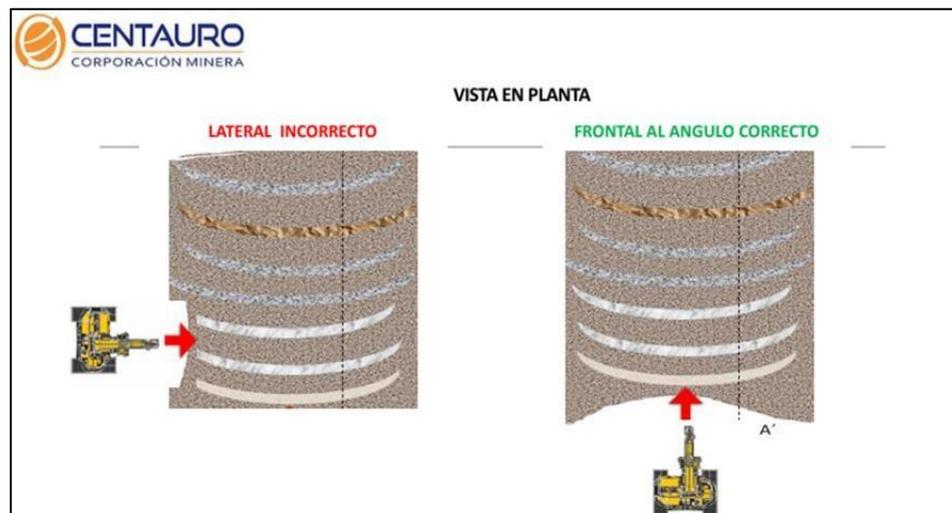
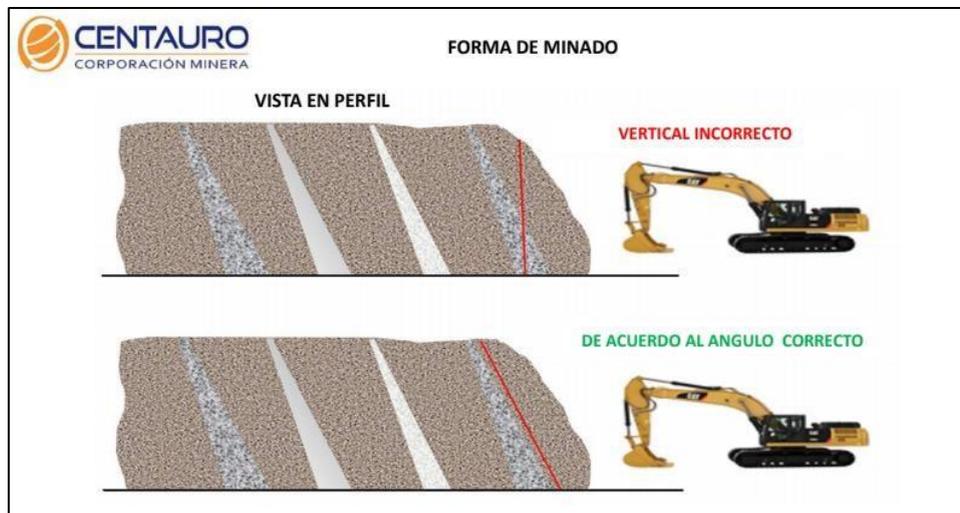
Tabla 29.
Equipos de minado.

Tabla 30.
Equipos de minado.

MAQUINARIAS MINADO	Cant.
TRACTOR ORUGA CAT D8R	02
TRACTOR ORUGA CAT D6D	01
EXCAVADORA CAT 345 (330 sería mejor)	04
CARGADOR CAT 966 (AUXILIAR)	01
MOTONIVELADORA CAT 120H	01
RODILLO CAT CS533	01
CISTERNA AGUA VOLVO 5000 GAL.	01
CAMIONETA D/C TOYOTA	02
VOLQUETES 17 M3 (3 a 4 flotas)	20
TOTAL	32

Ilustración 24.

Operación correcta de minado de hebras.



2.2.10. Planta de Zarandeo

El mineral clasificado proveniente de mina será supervisado previamente, antes de su recepción, para luego pasar a la zona de acopio y su posterior zarandeo, mediante dos zarandas móviles de tres productos (-2", +2" y +4"), las cuales realizarán el trabajo de clasificación de finos y gruesos. Normalmente los finos son considerados desmontes, aunque a veces eso significa corroborarlo, la relación entre finos y grueso oscila en una 1:1.

La capacidad de zarandeo es de 350 a 400 TM/hr por equipo, llegando a tener una producción diaria de mínima de 3500 a 4000 TM por día.

El fino desmonte, previamente corroborada su ley, será dirigido al botadero de desmonte ubicado en el Tajo Quicay.

Los gruesos minerales, serán acumulados o alimentados al circuito de chancado mediante cargador frontal.

Ilustración 25.

Circuito de zarandas vibratorias móviles.



Tabla 31.

Equipos circuito de clasificación de finos.

MAQUINA	Cant.
ZARANDA VIBRATORIA TEREK FINLAY, 300 TM/H	01
ZARANDA VIBRATORIA SANVIK, 400 TM cap.	01
EXCAVADORA CAT 330	01
CARGADOR CAT 966 (AUXILIAR)	01
T O T A L	04

2.2.11. Planta de Chancado

El circuito de chancado 2000 TMD, tendrá una F80 igual a 100% -30 pulgadas como máximo tamaño de alimentación, y un producto final de P80 igual a 80% -16mm.

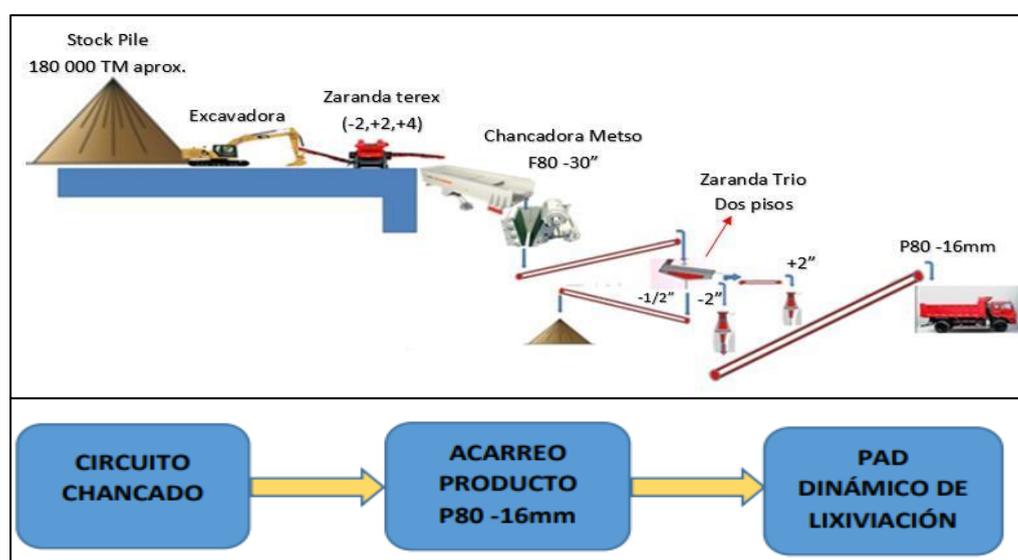
Consta de un circuito primario (chancadora Metso C130) de una capacidad de 200 TMH alimentado por un cargador frontal , luego una etapa de clasificación mediante una zaranda (TRIO T50) de dos pisos, que tendrá 3 productos -1/2", -2" y +2", un circuito de chancado secundario que consta por dos equipos, el producto de +2" será alimentado a la chancadora cónica SANVIK UH441 y el producto de -2" será alimentado a la chancadora cónica TRIO T51, ambos productos finales (incluyendo la producida por la zaranda Trio) serán acarreados a las pilas de lixiviación mediante dos volquetes. Las pilas de lixiviación estarán ubicadas a 100 metros del área de chancado.

El circuito de chancado tiene acondicionado dos sistemas dosificadores de cal directamente en las fajas, los cuales estarán continuamente agregando cal a una razón de 0.8 kg de cal, según corresponda.

Tabla 32.
Equipos circuito de chancado

MAQUINARIAS	Cant
CHANCADORA PRIMARIA METSO C130, 200 TM/H cap.	01
CHANCADORA SECUNDARIA SANVIK, 120 TM cap.	01
CHANCADORA SECUNDARIA TRIO T51, 100 TM cap.	01
CARGADOR CAT 966	01
VOLQUETES, 17 M3 cap.	02
T O T A L	06

Ilustración 26.
Circuito de chancado- cap. 4000 TPD.



2.2.12. Carguío y Construcción de las Pilas Dinámicas de Lixiviación

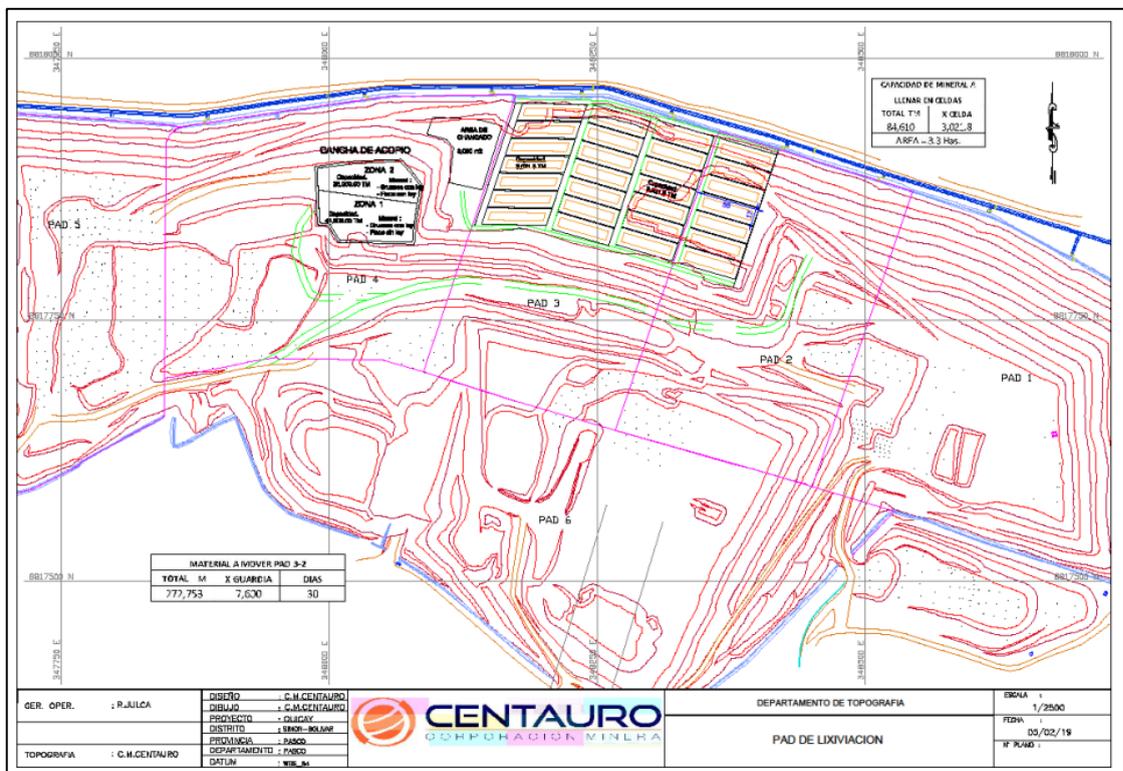
El mineral chancado es transportado por volquetes de 17 m³ a las pilas de lixiviación, en las cuales serán distribuidos por módulos dinámicos 17m x 55m (3021.8 TM c/modulo), todos ubicados en el PAD 2 y 3 dentro del mismo Pad de lixiviación antiguo, que ha sido preparado previamente para este fin en un área inicial para una capacidad de 84,600

TM por mes, esta capacidad será incrementado hasta 120,000 TM por mes de tratamiento. El método de construcción de la pila dinámica es mediante un cargador frontal, hasta alcanzar una altura máxima de 4 m.

Se continúa la descarga y apilado del mineral a través de la parte posterior de cada celda dinámica, se cuenta con accesos distribuidos correctamente en toda el área de lixiviación; la pendiente de la pila corresponderá al ángulo de reposo del mineral. Constará con 40 celdas dinámicas, construidas con un ángulo de reposo de 40 grados, y una capacidad de 3021 TM con aproximadamente 935 m² de área ocupada y un área de riego de 500m².

Ilustración 27.

Plano PAD'S: Acopio, chancado y ubicación de los módulos de lixiviación.



2.2.13. Lixiviación

Una vez que se haya depositado mineral y completado el apilado de cada módulo, con una extensión promedio de 500 m² en la parte superior de la pila, se procederá a realizar la nivelación manual del módulo en su parte superior. Terminada la nivelación del mineral, se procederá a instalar la red primaria de tuberías de riego, cuya matriz es de 8" Ø con reducciones 4" Ø y la red secundaria

con tuberías de 3" Ø y 2" Ø donde van instalado los aspersores Wobbler Nro.7. La malla de riego será triangular para generar un riego más uniforme, para lograr el máximo C.U se requerirá mantener una presión de riego a 26 psi.

La lixiviación se llevará a cabo con solución alcalina de cianuro de sodio (manteniendo el pH entre 10.5 y 11.5) para evitar pérdida de cianuro por descomposición en gas ácido cianhídrico (HCN). La concentración de cianuro total en la solución lixivante será de 120 ppm al inicio de la operación, e irá disminuyendo a medida que transcurre la lixiviación y el agotamiento del mineral.

Ilustración 28.

Riego por aspersión y mallas triangular a aplicar.

¿

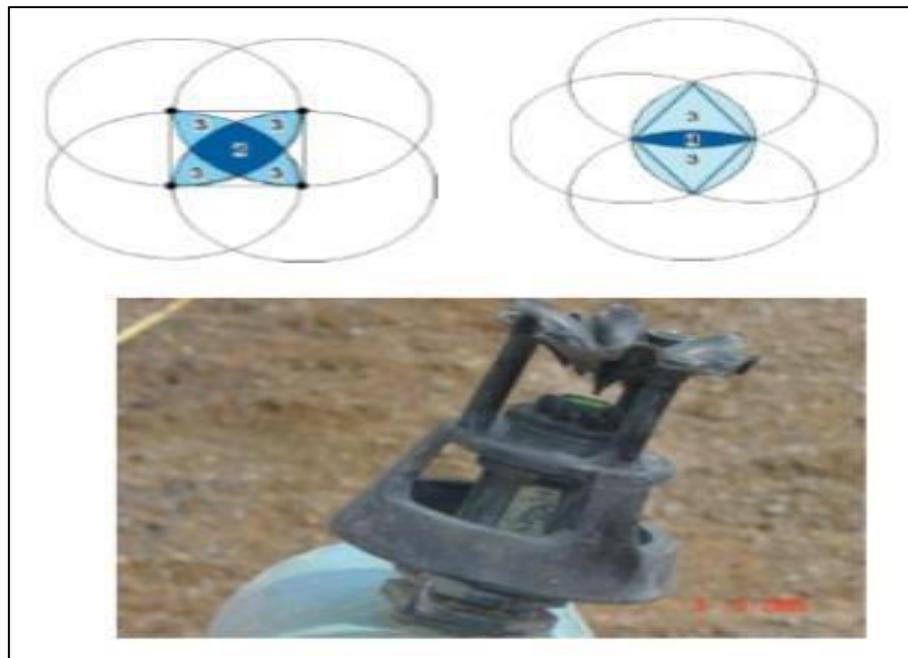


Tabla 33.

Equipos de lixiviación

EQUIPOS	Cant.
BOMBA 125 HP (Lavado), 300 M3/H capacidad.	01
BOMBA 200 HP (Lixiviación), 180 M3/H capacidad.	01
T O T A L	02

La aplicación de la solución será por el método de aspersión; en condiciones muy lluviosas, a una presión de 26 psi, no superar ello para evitar la excesiva volatilización de la solución mediante su evaporación (Max. 4%).

El flujo de riego de la solución lixivante se ha establecido en 9.5-10 lt/hr-m². La solución que percola a través de cada pila dinámica de mineral será colectada por un sistema de drenaje construido sobre la geomembrana de polietileno que cubre todo el piso de la plataforma de lixiviación antigua; la solución colectada será enviada a la poza de solución rica (Pregnant) de donde se bombea al circuito de adsorción; la solución que sale del circuito de adsorción es almacenada en la poza de solución barren, de cual se le dará las condiciones de NaCN y Cal para retornar a la lixiviación de las pilas de ripio mineral, produciéndose así el ciclo en circuito cerrado que garantiza un proceso con efluente líquido cero al medio ambiente. Se estima que el ciclo completo de lixiviación de cada módulo será 34.5 días, incluyendo 1 día de cargado, 1 día de secado, 1/2 día de descarga. Terminado el ciclo de lixiviación se procede a retirar la red de tuberías de riego para empezar el lavado del mineral, para finalmente realizar la remoción al botadero del módulo lixiviado para adecuarla a un nuevo ciclo de apilamiento de mineral y lixiviación. Para el proceso de lixiviación se ha estimado un consumo de 0.2 a 0.25, Kg de NaCN/TM de mineral.

Ilustración 29.
Módulos de lixiviación en pilas.



Ilustración 30.
Diagrama de lixiviación.



2.2.14. Adsorción

La capacidad de circuito de adsorción será la siguiente:

$$\text{Volumen Sol. Rica} = 40 \text{ módulos} * 500 \text{ m}^2/\text{modulo} * 10\text{lt/hr} * \text{m}^2 * (\text{m}^3/1000\text{lt}) = 4800 \text{ m}^3/\text{día}.$$

Se utilizarán los circuitos N°1 y N°2, cada uno tiene una capacidad de tratamiento de solución de 140 m³/hr, procesando diariamente la capacidad de 6700m³. Utilizándose inicialmente al 70% de la capacidad total, se tendría un margen de capacidad de planta ante un posible incremento de producción de ripio mineral.

La solución rica acumulada en la poza n°1 mediante bombeo ingresa en el circuito n° 1 y 2, cada circuito consta de 5 columnas en serie, donde la solución atraviesa las 5 columnas, culminando su recorrido en las últimas columnas, a medida que la solución atraviesa las columnas con carbón disminuye los contenidos metálicos de la solución rica.

Tabla 34.
Equipos circuito de absorción

EQUIPOS	Cant.
BOMBA 50 HP (circuito N°1), 180 M ³ /H capacidad.	01
BOMBA 50 HP (circuito N°2), 180 M ³ /H capacidad.	01
BOMBA 30 HP (trasvases), 100 M ³ /H capacidad.	01
T O T A L	03

Cuando disminuye la eficiencia de la columna y se incrementa el contenido metálico en el barren del circuito Nro. 1 y 2, según balance metalúrgico se procede a la descarga (cosecha) de las primeras columnas por donde ingresó la solución rica.

Ilustración 31.

Planta de ADR. Vista de circuitos adsorción N°1 y 2.



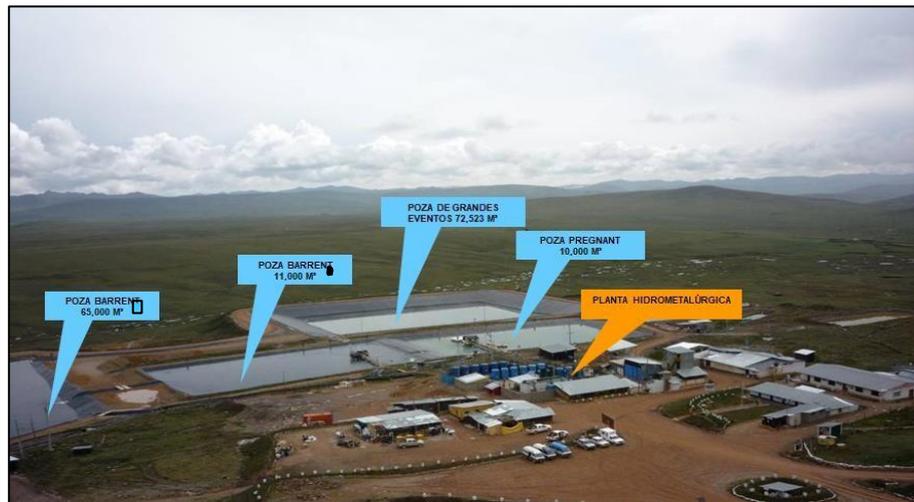
El tiempo de carga de la columna está en promedio de 10 a 15 días y va a depender de la ley de la solución rica y la actividad del carbón con el que se ha cargado a las columnas, la carga de oro en el carbón está en promedio de 2.2 kg/ton de carbón activado y de plata 1.20 kg/ton de carbón activado. Después que se descargó la columna Nro. 1 la solución rica ingresará por la columna Nro.2 atraviesa las columnas Nro. 3, 4, 5 y sale por la columna Nro. 1. Cargada con carbón pobre, la solución ya empobrecida se descarga hacia la poza barren, esta misma actividad se realizará en ambos circuitos.

Para la descarga del carbón rico de la columna hacia el reactor de desorción se utiliza un eductor de 3" x 2" x 2", mangueras, accesorios Dicson de acople rápido y una bomba horizontal Sterling Nowa de 30HP.

La ley de la solución pregnant está en promedio de 0.200 ppm de oro y 0.150 ppm de plata, las leyes de la solución barren está en promedio de 0.020 ppm de oro con 0.040 ppm de plata, se procesa 260m³/hr de solución con una eficiencia de 96% de oro. El circuito de adsorción

Ilustración 32.

Vista panorámica de componentes de la planta de hidrometalurgia Quicay.



funciona todos los días las 24 horas. El día de producción termina a las 12p.m. donde se anota el volumen acumulado del flujo metro digital que se encuentra en la entrada de cada circuito, cada dos horas laboratorio químico muestrea la ley de oro en la entrada y salida de cada columna, y todos los días a las 7 am entrega el compósito de las leyes a Planta para el Balance Metalúrgico respectivo, hallando la cantidad de oro que se ha recuperado en las columnas en el día. Con la lectura de la solución del flujo metro y las leyes reportadas por laboratorio químico se procede a realizar el balance metalúrgico para cada columna.

Ilustración 33.
Sumidero recolector de soluciones Pregnant.



Actualmente para la operación se tienen las siguientes pozas:

- **Poza N°1: Poza de Solución Pregnant:**

La capacidad de la Poza Pregnant es de 9,897 m³, esta trabaja al 70% de su capacidad donde se almacena la solución rica que percola del Pad.

En esta poza se tienen 2 bombas cada una de 50 HP para el circuito de adsorción N° 1 y N° 2.

- **Poza N°2: Poza de Solución Barren:**

La capacidad de la Poza Barren es de 11,110 m³, esta opera al 80% de su capacidad donde se almacena la solución Barren que es proveniente de los circuitos de adsorción. En esta poza se tiene una bomba de 200 HP que envían solución acondicionada de Cianuro de Sodio y Cal a las pilas de lixiviación.

- **Poza N°3 Poza de Grandes Eventos:**

Esta poza tiene una capacidad de 72,500 m³, la cual almacena la solución excedente de las pozas Barren y Pregnant de la época de lluvias, luego en la época de sequía se retorna al proceso.

- Poza N°4 Poza de Solución Barren:

Esta poza tiene una capacidad de 65,000 m³ y opera al 70% de su capacidad donde se almacena la solución lavada, no se adiciona el cianuro y luego la solución es bombeada hacia la pila mediante una bomba de 125HP. Esta se utilizará para el lavado de los módulos de lixiviación que ya culminaron su proceso, antes de ser desechados al botadero.

Tabla 35.

Capacidades de los circuitos de absorción.

Circuito Nro.	Numero de Columnas	Capacidad Carbón Kg /	Capacidad Kg / Circ.	Flujo de Solución m ³ /hr
C1	5	2000	10000	130-180
C2	5	2000	10000	130-180

2.2.15. Desorción y Electrodeposición

El carbón cargado de oro y plata es enviado a la planta de desorción, donde el carbón se transfiere a un reactor de desorción que tiene capacidad 2.5 TM de carbón; esta operación se hace mediante un eductor accionado por agua para evitar la abrasión y reducir las pérdidas de carbón fino, seguidamente se drena la solución.

El proceso de desorción y electrodeposición consiste en recircular una solución que contiene 1% de carbonato de sodio, 1% de hidróxido de sodio y 15% de alcohol etílico a temperaturas alrededor de 90°C a través del reactor que contiene el carbón cargado de oro y plata,

la solución que sale del reactor contiene oro, plata y otras impurezas metálicas, son enfriados a 60°C antes de ser enviada a la celda electrolítica, donde son electro depositados en cátodos de lana de acero en forma metálica, a una tensión de 2.5 voltios. En la figura N°2 se muestra el esquema de la planta de desorción.

La capacidad del reactor de desorción será de 2.5 TM de carbón activado. El carbón desorbido se lava con agua fresca, luego trasladado a la sección de reactivación química o lavado ácido del carbón, luego el carbón se enviará a reactivación térmica antes de retornar al circuito de adsorción.

Ilustración 34.

Circuito de Desorción y Electrodeposición.



Ilustración 35.
 Diagrama Circuito de Desorción y Electrodeposición.

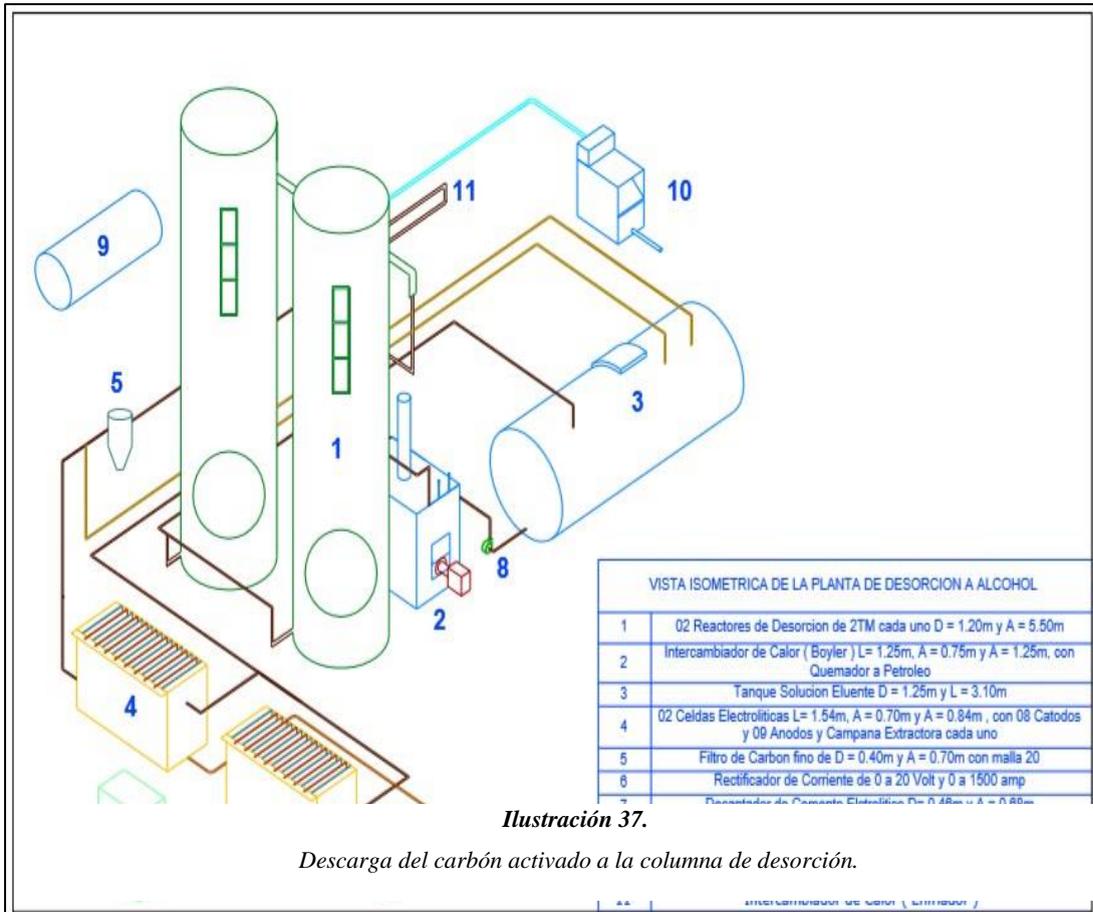


Ilustración 37.
 Descarga del carbón activado a la columna de desorción.

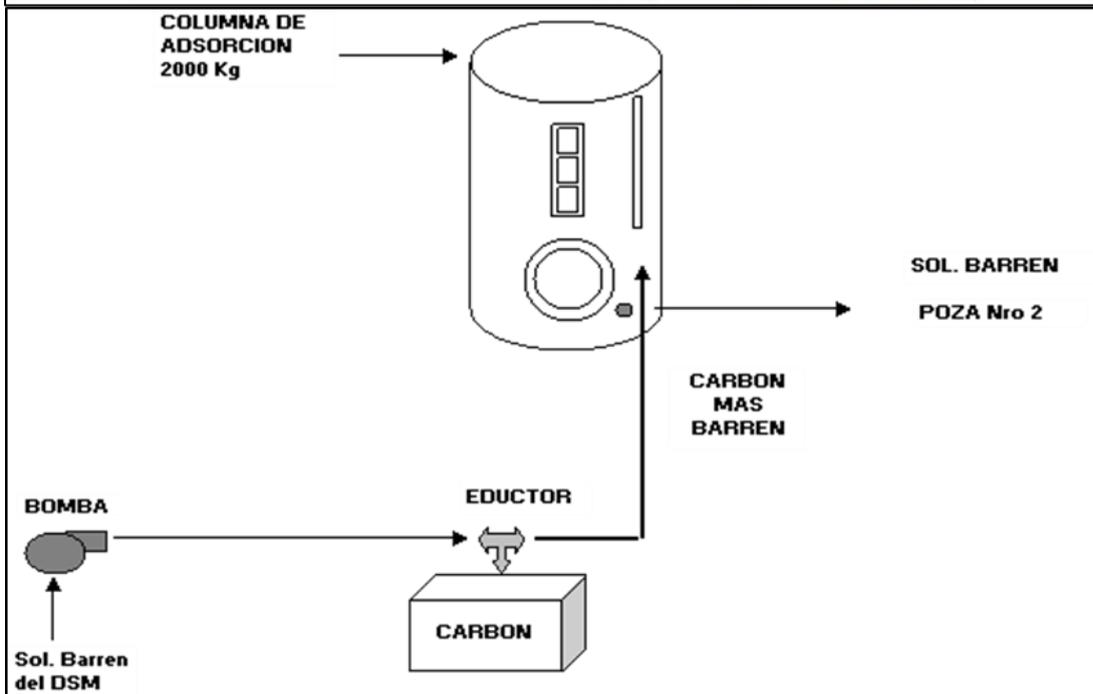
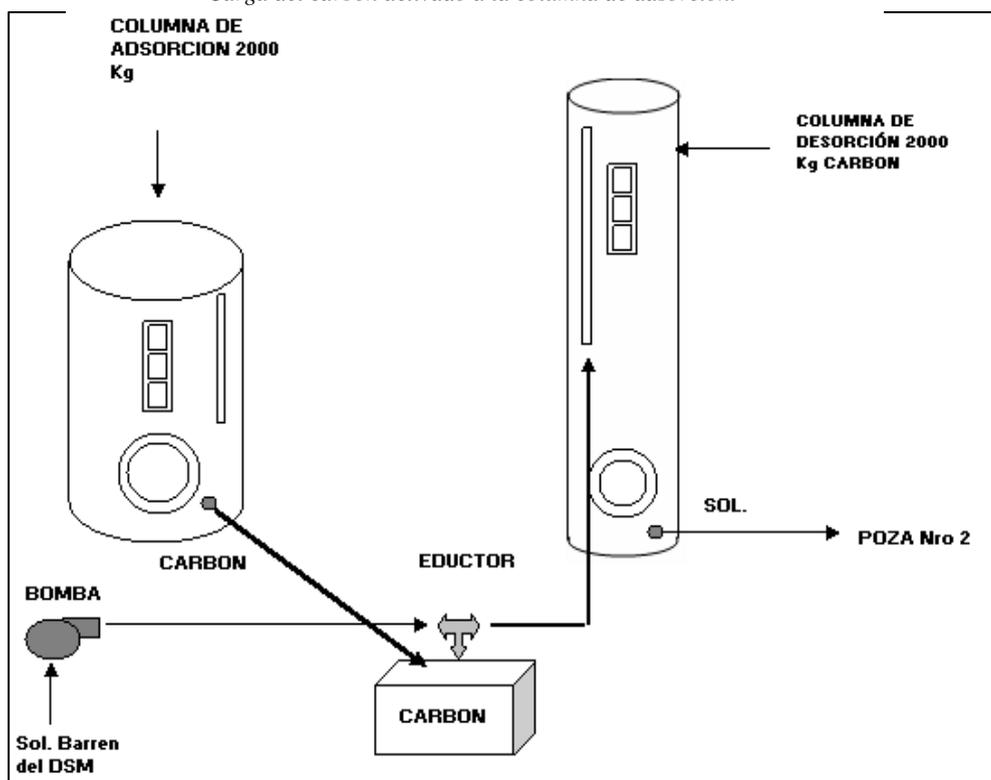


Ilustración 36.

Carga del carbón activado a la columna de adsorción.



2.2.16. Reactivación del Carbón

El carbón activado en el proceso de adsorción pierde su actividad o su capacidad de adsorción por los metales preciosos, el cual requiere ser restituido por medio de reactivación química (lavado ácido con HCl) y complementado por reactivación térmica.

- **Reactivación Química del Carbón:**

La Reactivación Química del carbón procedente de la desorción utiliza HCl de pureza de 33%.

- **Reactivación Térmica del Carbón:**

La reactivación térmica del carbón se realizará en un horno eléctrico vertical, con una capacidad de 1 TM de carbón/24 horas (41.7kg/hr).

La planta de reactivación térmica podrá operar con una fuente de corriente continua de 370 voltios y 50-52 amperios, o con calentamiento indirecto suministrado por quemadores de gas o petróleo, para conseguir una temperatura de 850°C aproximadamente; el carbón caliente se descarga sobre un tanque que contiene agua (para realizar el templado del carbón).

El carbón reactivado térmicamente es sometido a un tamizado en un cedazo vibratorio con malla 20 (ASTM), para evitar que los finos vayan a las pilas de lixiviación (tapando las líneas) y afecten la recuperación del oro.

2.2.17. Tratamientos de los Cátodos Electrolíticos y Fundición

Los cátodos electrolíticos retirados de la celda electrolítica son sometidos a un tratamiento con solución de ácido sulfúrico para eliminar el fierro de la lana de acero y otras impurezas. Los gases producidos del ataque ácido son neutralizados con una solución de hidróxido de sodio (soda caustica).

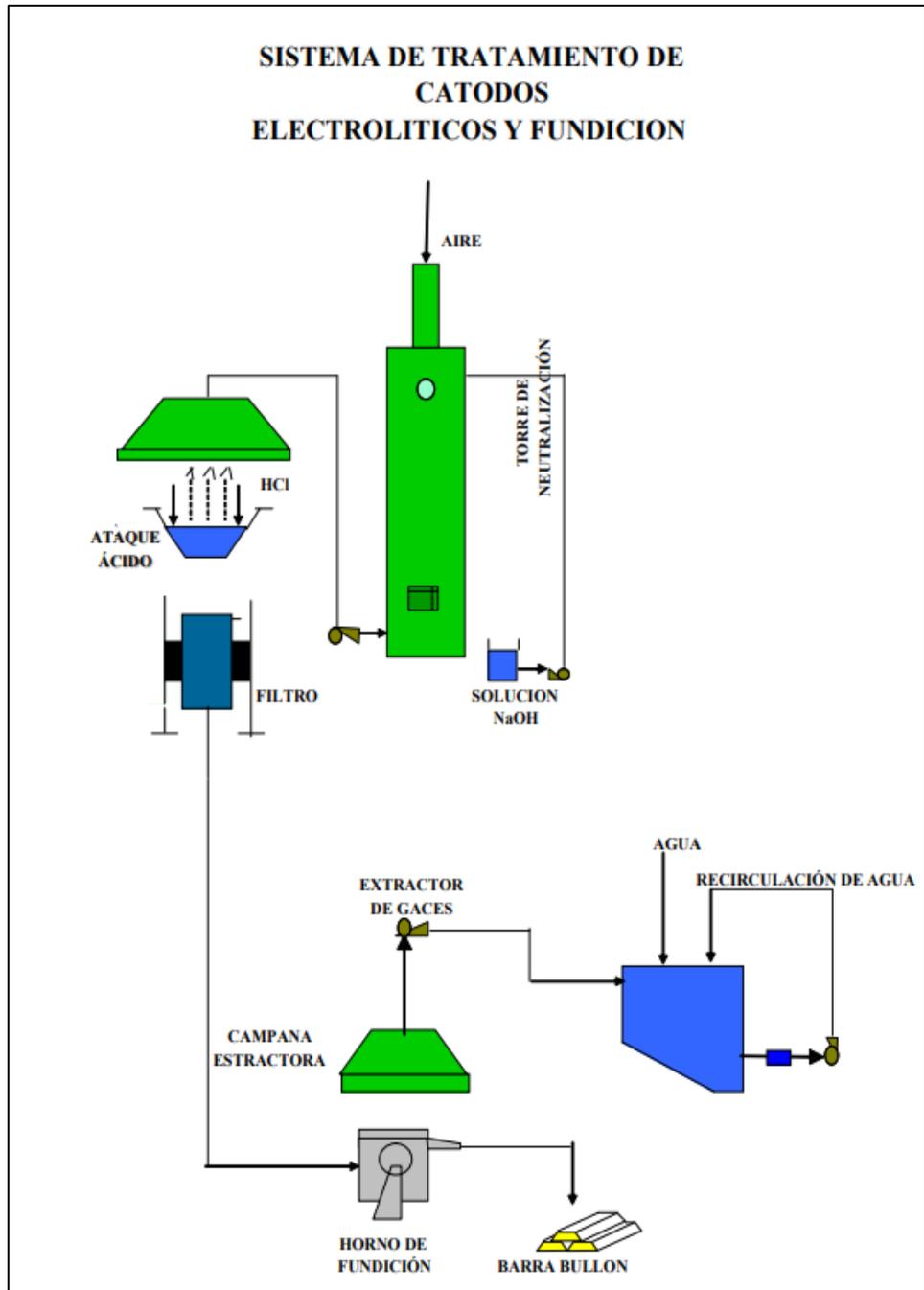
El cemento de oro y plata después de filtrado y lavado se funden en horno basculante para crisol de 100 Kg capacidad. Se adiciona bórax, nitrato de sodio, sílice y carbonato de sodio como fundente, obteniéndose luego barras bullón de oro y plata.

La solución de filtrado y lavado son conducidas a la planta de tratamiento de efluentes ácidos, para allí ser neutralizadas con cal o tierras

caliza; el precipitado obtenido se almacena en forma definitiva en los botaderos de desmontes.

Ilustración 39.

Diagrama de flujo obtención barra dore.



2.2.18. Detoxificación de la Solución Excedente de Cianuro.

El proyecto considera una planta de detoxificación de solución de cianuro, para tratar el exceso de solución de cianuro que pueda presentarse por efecto de las precipitaciones pluviales.

Las soluciones cianuradas antes de descargarse al medio receptor requieren eliminar el contenido de cianuro total (CNT) por debajo del límite máximo permisible (LMP) establecido por la Legislación Ambiental, el LMP es 1.0 mg/l de CNT, los LMP establecidos por el MEM se muestran en la tabla N°31.

Tabla 36.

LMP establecidos por el MEM para empresas mineras que inician operaciones.

Parámetro	Valor en Cualquier Momento	Valor Promedio Anual
pH	Mayor que 6 y menor que	Mayor que 6 y menor que
Sólidos suspendidos	50	25
Plomo (mg/l)	0.4	0.2
Cobre (mg/l)	1.0	0.3
Zinc (mg/l)	3.0	1.0
Fierro (mg/l)	2.0	1.0
Arsénico (mg/l)	1.0	0.5
Cianuro Total	1.0	1.0

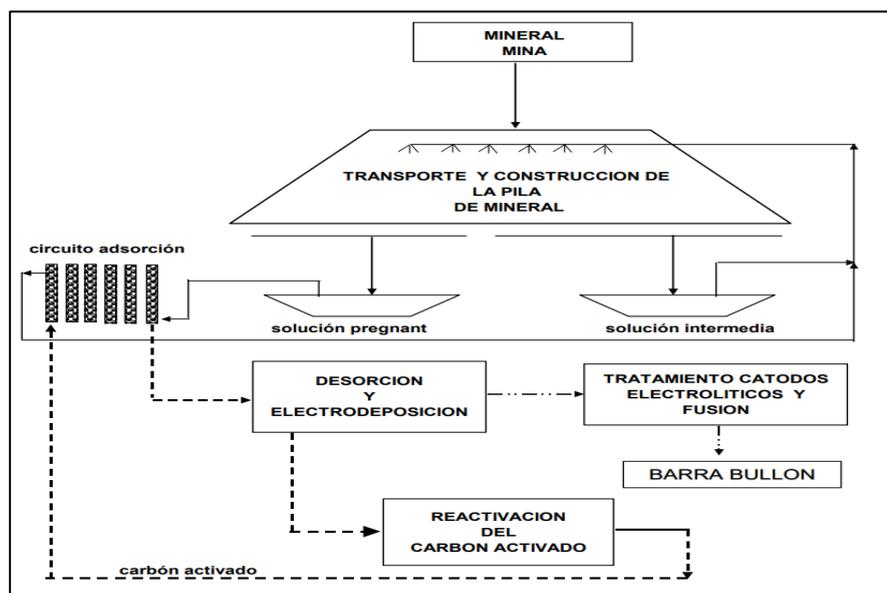
* El cianuro total equivalente a 0.1 mg/l de cianuro libre y 0.2 mg/l de cianuro fácilmente dissociable en ácido.

La detoxificación de los efluentes cianurados se llevará a cabo por el método de oxidación con Hipoclorito de Calcio. Se ha seleccionado este proceso sobre la base de las siguientes consideraciones:

- Es un proceso que está bien difundido, se conocen todos los mecanismos de reacción, hay abundante información disponible, experiencia operacional y soporte técnico disponible.
- Los efluentes de la detoxificación están dentro de los LMP.
- La selección de equipos y la regulación del proceso están garantizados.
- El manejo del hipoclorito sólido no es peligroso, como lo son otros oxidantes como el H₂O₂ y el ácido sulfúrico.
- La concentración de Fe y Co en el barren son bajas.
- Los metales disueltos precipitan como hidróxidos durante la detoxificación.
- El proceso es continuo y se puede adaptar a marcha discontinua.
- Los equipos son adaptables para reemplazarlo por otros procesos como la detoxificación con H₂O₂.
- Tiene costo de operación bajo

Ilustración 40.

Diagrama de flujo de Reproceso de ripios. Lixiviación.



2.3. Definición de Términos básicos

- **Acarreo o Transporte.** Transporte corto de material roto en la mina, es decir, este transporte tiene límites o tiene un alcance indefinido y se llevará a cabo en los frentes operacionales.
- **Carguío de mineral.** Consiste en elevar el volumen o el tonelaje de mineral acumulado en las zonas mineras o en los frentes de trabajo de las minas y luego transportarlo al equipo de transporte.
- **Carguío.** Cantidad de géneros u otras cosas que componen la carga. Cargo o peso a ser transportado.
- **Disponibilidad Mecánica.** La Disponibilidad Mecánica, objetivo principal del mantenimiento, puede ser definida como la confianza de que un componente o sistema que sufrió mantenimiento, ejerza su función satisfactoriamente para un tiempo dado. En la práctica, la Disponibilidad Mecánica se expresa como el porcentaje de tiempo en que el sistema está listo para operar o producir, esto en sistemas que operan continuamente.
- **Frente.** Es el lugar donde se posiciona el personal y las máquinas de perforación para hacer avanzar un túnel o un barco de crucero mediante la perforación y las voladuras.
- **Geometalurgia.** Es el área encargada del estudio de la data de geología y metalurgia.
- **Geometalurgia.** La geometalurgia cuantifica la variabilidad del depósito mineral en términos de los parámetros de proceso tales como dureza del mineral, cinética de flotación y cinética de lixiviación. Los datos son luego aplicados al modelo de bloques del depósito o al plan de la mina, típicamente a través del uso de geoestadística.

- **Geoval.** Empresa privada especializados en el sector de la geotecnia los estudios y proyectos geológicos y metalúrgicos.
- **Hebras.** Mineral que se encontraba en forma de filas es decir en este caso hebra de llama a la forma del llenado de las celdas se observaron que las hebras mantenían su forma original sin mezclas, tal como fueron depositadas en el llenado de los Pads y tenían una dirección de llenado, la cual se debía de identificar, previo al minado por el color y la alteración.
- **Horas Efectivas.** Horas reales de trabajo sin tomar en cuenta paradas o demoras ajenas a la labor asignada.
- **Material estéril.** Toda aquella toca o material que no posee minerales de valor recuperable, comúnmente provenientes de las explosiones de en las minas (Glosario de minería, 2013)
- **Mineral:** Una sustancia homogénea resultante de un proceso genético natural y cuya composición química, estructura cristalina y propiedades físicas son constantes dentro de ciertos límites (Ministerio de Energía y Minas, 2010)
- **Ripio de lixiviación.** Luego de la explotación en mina, el mineral de Au es transportado en su secuencia de tratamiento a las pilas de lixiviación. El material portador de oro que llega a las pilas proviene de un proceso de chancado primario que lo reduce a tamaño máximo 3/4", acopiándose al aire libre en canchas de gran extensión (pilas), con una altura de 8 metros luego es regado con cianuro después de todo el proceso de recuperación se denomina ripio de lixiviación (material sin contenido metálico o leyes bayas).
- **Solubilidad.** Solubilidad es la capacidad de una sustancia de disolverse en otra llamada disolvente.

- **Taludes.** La pendiente es la pendiente de diseño que se da en el borde de la carretera, tanto en las zonas de corte como en los vertederos. Está pendiente es la tangente del ángulo formado por el plano de la superficie del suelo y la línea horizontal teórica.
- **Utilización.** Empleo o utilización de una cosa para un fin determinado.

2.4. Formulación de Hipótesis

2.4.1. Hipótesis General

Validar la factibilidad técnico económica en el Reproceso de Rípios Lixiviados de los PADS 1 al 6 en la Unidad Minera Quicay I.

2.4.2. Hipótesis Especificas

- a. Comprobar lo factible y económico de reprocesamiento de rípios lixivados basado en la clasificación geometalúrgica de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I.
- b. Validar el costo de factibilidad del proceso de recuperación de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I.

2.5. Identificación de Variables

- **Variable Independiente**

X: Factibilidad técnico económica.

Variables Dependientes

Y: Reproceso de Rípios Lixiviado

2.6. Definición Operacional de Variables e Indicadores

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Factibilidad técnico económica.	Con las últimas ventas realizadas en el año 2014, se encuentra que la recuperación fue del 51.2% (recuperación proveniente del cruce de información, cuyas leyes no eran representativas debido a la granulometría), valor muy por debajo de lo presentado por las áreas de Geología, Minas y Planta. Determinando efectuar un proceso de factibilidad en los Pads de lixiviación.	PADS: 1 al 6	Ripios óxidos de mediana ley
				Lixiviación de pilas
			Factibilidad Técnica	Alta ley
				Mediana ley
	Baja ley			
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Reproceso de Ripios Lixiviados.	Reprocesamiento de los ripios lixiviados en búsqueda de las onzas restantes, a pesar de que sería riesgoso. El reproceso se fue dando así desde el 2016, en el cual hubo una paralización en abril del 2019, debido a detalles técnico-operativas. Etapa, considerada periodo de pruebas y toma de análisis sobre el muestreo por hebras del mineral y desmonte, la geometalurgia de los ripios, así como el óptimo método de minado de hebras y la recuperación metalúrgica.	Ripios lixiviados.	Costo de Reproceso
				Costo de Equipo de recuperación
			Geometalurgia	Procesos químicos
				Accesorios metalúrgicos

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

La presente investigación se aplicó el **tipo correlacional**, por tener como finalidad conocer la relación o grado de asociación que exista entre dos o más conceptos, categorías o variables en un contexto en particular.

3.2. Nivel de investigación

De igual manera se aplicó el Nivel de investigación **tipo descriptivo**, para poder definir, o al menos visualizar, qué se medirá (qué conceptos, variables, componentes, etc.)

3.3. Métodos de la Investigación.

El estudio se encuentra dentro del método de investigación cuantitativo en que se resuelve el estudio, la deducción y la síntesis, así mismo de la investigación que se toca se adquiere resultados mediante la observación y el análisis que se relacionan al objeto del estudio, sobre el reproceso para un análisis de factibilidad en los PADS de lixiviación.

3.4. Diseño de la investigación

El proceso corresponde a la investigación cuantitativa, descriptiva y de correlacional, se tiene una base de datos proporcionados por la empresa, en que se tiene la descripción, los resultados del proceso de recuperación de los PADS 1 al 6, para efectuar un reproceso de los rípios lixiviados. Luego de proceder a una evaluación geometalúrgica, para su identificación respectiva y mediante un nuevo proceso determinar las leyes que se obtuvieron con la nueva recuperación metalúrgica practicada que nos permita definir el mal proceso realizado en lixivaciones anteriores.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población.

La población está constituida por los PADS, denominados del 1 al 6, en la cual fueron efectuados las lixivaciones anteriores y los cuales representa a detalle todo el mineral del proceso metalúrgico efectuado el cual estará relacionado a la reprocesamiento de rípios lixiviado, en la Unidad Quicay.

3.5.2. Muestra.

La muestra para la presente investigación está conformada por el mineral lixiviado para su recuperación en los PADS, en el cual se efectuará el proyecto de reprocesamiento de rípios lixiviados de Unidad Quicay 1, de la Corporación Minera Centauro.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Para la recolección de datos y la posterior evaluación del análisis de costos, se tomó en cuenta: los rubros siguientes:

- Análisis documental, observación, medición, clasificación de archivos (informes y datos estadísticos), etc.

- Y como instrumentos: Cuestionario, técnicas de procesamiento y análisis de datos, registros de evaluación, análisis químico etc.

3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

3.7.1. Selección del instrumento

“Un instrumento de recolección de datos es cualquier recurso, dispositivo o formato (en papel o digital), que se utiliza para obtener, registrar o almacenar información.” (Arias, 2006, pág. 68)

Los instrumentos de recolección de datos de esta investigación fueron:

- La base de datos de los reportes de la herramienta de seguridad “Habla Fácil” diarios, mensuales.
- Reportes físicos de la herramienta de seguridad “Habla Fácil” diarios, mensuales.

3.7.2. Validación del instrumento

“En este caso, lo fundamental es comprobar si el instrumento mide lo que se pretende medir, además de cotejar su pertinencia o correspondencia con los objetivos específicos y variables de la investigación.” (Arias, 2006, pág. 135)

La presente investigación puede validar su instrumento basándose en los datos reales y confiables del área de seguridad.

3.7.3. Confiabilidad del instrumento

Es la exactitud de precisión del instrumento. Para el caso de la presente investigación los datos son exactos por el hecho que se obtuvieron de registros de la base de datos de los reportes de la herramienta de seguridad “Habla Fácil” diarios, mensuales.

3.8. Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos

Se revisará sistemáticamente toda la información recopilada a efectos de determinar su calidad y el grado de confianza y se someterá a un tratamiento estadístico y uso de hojas Excel.

3.9. Tratamiento estadístico

Se estableció el análisis cuantitativo, este análisis consiste en descomponer un todo en cada una de sus partes.

- Es por ello que usamos el siguiente análisis de información:
- La estadística de medidas de posición, el análisis tipo descriptivo puede implicar la identificación de la posición de un evento o respuesta en relación con otros. Aquí es donde se pueden utilizar medidas como los percentiles y los cuartiles.

3.10. Orientación ética filosófica y epistémica

Mediante el trabajo de investigación podemos detallar los elementos de la ética profesional a la cual fue basada el proyecto, en primer lugar, que es de autoría propia y teniendo en segundo lugar en consideración los valores y principios de una persona al realizar un trabajo de investigación.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1. Descripción del Trabajo de Campo

4.1.1. Pruebas Metalúrgico

Las siguientes pruebas metalúrgicas son realizadas con diversas muestras existentes en los rípios de los Pads de lixiviación, también se tomaron muestras de minerales frescos directamente del tajo Quicay, y de algunos de los taladros de perforación QDH 10, con ello se realizan pruebas de cianuración en columnas, previo a ellos se desarrollaron pruebas en botellas de máxima extracción para obtener los máximos consumos de cal y cianuro.

Los análisis químicos de las cabezas y colas fueron efectuados en el Laboratorio de químico de la mina, en cuyos reportes figuran las leyes de los metales Au, Ag, Cu y% de oro soluble inicial y final de cada prueba.

Pruebas de cianuración en botella: La programación de estas pruebas es con el objetivo de alcanzar la Máxima Extracción de oro posible y los máximos consumos de cianuro y cal.

Pruebas de cianuración en columnas de los ripios: Objetivo determinar la recuperación de oro a diferentes granulometrías, para obtener los parámetros metalúrgicos optimizados adecuados para alcanzar las recuperaciones proyectadas.

Pruebas de cianuración en columnas de taladro QDH 10, muestra de mineral fresco: Objetivo de determinar la recuperación metalúrgica que tuvo, aplicando las mismas condiciones metalúrgicas usadas en los Pads y encontrar finalmente los parámetros adecuados para optimizar su recuperación. Inicialmente se creía que este taladro representaba a los diversos minerales extraídos del tajo. Posee baja solubilidad.

Pruebas de cianuración en columnas de muestras de mineral fresco tomado del Tajo Quicay: Objetivo determinar la recuperación metalúrgica que se tuvo en los Pads de lixiviación con las mismas condiciones aplicadas, la recuperación según su caracterización geo metalúrgica, que servirá también para realizar el cálculo de reservas.

Pruebas de lixiviación a escala industrial: Objetivo obtener la recuperación máxima de oro, aplicando los parámetros metalúrgicos optimizados obtenidos a nivel de laboratorio. Granulometría P80 malla -1" (25mm). Chancado secundario.

Pruebas de lixiviación a escala industrial: Objetivo obtener la recuperación máxima, aplicando los parámetros metalúrgicos optimizados obtenidos a nivel de laboratorio. Granulometría P80 malla-16mm. Chancado secundario.

4.1.2. Pruebas de Cianuración en Botella:

Para esto se seleccionan tres tipos de ripio mineral característicos de los Pads de lixiviación:

M1: muestra ripio mineral sílice masiva, presencia de piritas a simple vista entre un 15 a 20%, tiene peso y dureza, presenta una coloración verduzca a plomiza. Solubilidad que presenta es de 67%.

M2: muestra ripio mineral solidificado transicional, sin presencia de piritas, de oxidaciones rojizas, tiene peso y dureza. Solubilidad de 80%.

M3: muestra ripio mineral brechado, con clastos de sílice, de oxidaciones rojizas a negruzcas, presentan dureza y peso. Solubilidad de 81%.

Los rípios minerales son sometidos a pruebas de cianuración para determinar el consumo de cal y cianuro, tal como se verá a continuación:

Tabla 37.

Parámetros de las pruebas en botellas.

MUESTRA MINERAL	PESO SECO (gr)	GRANULO METRÍA	DILUCIÓN (L/S)	PH	FUERZA CN-	TIEMPO (hrs)
MB1	2.5	½"	2:1	10.5-11	120	240
MB2	2.5	½"	2:1	10.5-11	120	240
MB3	2.5	½"	2:1	10.5-11	120	240

Tabla 38.

Resultados de recuperación y consumo de reactivos.

MUESTRA MINERAL	LEY DE CABEZA CALCULADA			RECUPERACIÓN			CONSUMO REACTIVOS	
	Au (gr/ton)	Ag (gr/ton)	Cu (ppm)	% Au	% Ag	% Cu	Cal (kg/ton)	NACN (kg/ton)
MB1	2.306	30.317	462.6	41.2	25.3	24.3	1.66	1.88
MB2	0.840	6.227	60.3	46.2	34.1	17.1	0.92	1.412
MB3	0.925	8.112	56.6	52.3	35.9	11.7	0.98	1.36

Observaciones:

Máximas recuperaciones de disolución de oro en MB3 y menor en la MB2 (52.3% y 41.7%, respectivamente); a pesar de tener mayor ley la MB1 tiene oro soluble 67% y su recuperación llega 41.2%. Para los consumos de cal es mucho más alto en la M1 por la presencia de piritas, que crean un ambiente ácido,

consumiendo más cal, caso de las muestras M2, M3 su consumo de cal máximo son casi semejantes 0.92-0.98 kg/ton.

Entonces, según estos resultados, considerando que los ripios minerales de tipo ácido (presencia de sulfuros) que se encuentran puntualmente en los Pads y no son significativos, en mayores cantidades se presentan los óxidos sílices, brechas, por lo cual el consumo de cal no debería ser mayor a 1.1 kg/ton. El consumo de cianuro máximo según las pruebas en botella estaría en 1.4 kg/ton. El consumo según el tipo de ripio mineral será en las pruebas en columna, cuyos valores son más cercanos a lo que sería el consumo en las pilas de lixiviación (escala industrial). Se realizaron otras demás pruebas de consumo de cal, ya que consideramos que es un factor importante para este reproceso de ripios y es necesario conocer su comportamiento en base al tipo de ripio mineral vs sus leyes.

Tabla 39.
Pruebas de consumo de cal en base al tipo de Ripio mineral y la ley que presenta.

	RANGO N°1 Zona A 0.5-0.8 g/t	RANGO N°2 Zona B 0.9-1.5 g/t	RANGO N°3 Zona C 1.6-1.9 g/t	RANGO N°4 Zona D mas 2 gr/t
Ratio CAL Kg/TM	0.8	1.1	1.8	2.25

PRUEBA BOT. CODIGO	MUESTRA	LEY gr/TM	pH natural	ADD, CAL grs	CONSUMO Kg/TM
B	Hebra alta ley, talud	6.87	6.57	2.1	2.1
B1	R-20	0.62	6.45	2.523	2.5
B2	R-28	1.48	7.01	0.922	0.9
B3	R-30	1.13	7.03	0.925	0.9
B4	P3-L4-H24 Cono 1	0.616	7.4	0.753	0.8
B5	IM-TZ-H9(OX)	6.063	6.78	1.972	2
B6	IM-TZ-H9(PY)	1.004	6.83	0.974	1
B7	P3-L4-H24 Cono 10	0.422	8.1	0.76	0.8
B8	P3-L4-H24 Cono 9	0.616	8.15	0.59	0.6
B9	P3-L4-H24 Cono 11	0.319	8.13	0.602	0.6
B10	P3-L4-TZ-H9 Cono 13	0.637	8.34	0.601	0.6
B11	R-30R	1.13	7.13	0.854	0.9
B12	P3-L4-P1 H24B	2.118	7.3	1.557	1.6
B13	P1-H42B +1	1.156	8.01	1.207	1.2
B14	P1-H42B +3	0.945	8.25	1.143	1.1
B15	P1-H42B +4	0.859	8.16	1.201	1.2
B16	CONO 14	0.461	8.51	0.91	0.5
B17	CONO 15	0.591	8.6	1.43	0.7
B18	CONO 16	0.49	7.84	1.667	0.8
B19	P. Col 28	0.751	7.41	2.062	1.03
MEZCLA	B,B1,B5		6.85	4.502	2.25
MEZCLA	B4,B7,B8,B9,B10		7.86	1.607	0.8
MEZCLA	B2,B3,B6,B12,B13,B14		8.2	2.133	1.1
PROMEDIO					1.13

Del cuadro se aprecian diferentes tipos de rípios minerales puestos en prueba, cada cual con diferentes leyes. El consumo de cal se incrementa a medida que se incrementan las leyes de cada muestra. Así mismo, al realizar un resumen de consumo por rangos de leyes, los consumos que normalmente suelen darse son 0.8-1.0 Kg cal/ton para leyes de 0.5-1.5 gr/ton. Cuando se tengan leyes mayores a 1.5 gr/ton las dosificaciones deberán ser mayores, claro que no debería cumplirse siempre, necesario previa evaluación. Además, esto determina también el porqué de la no lixiviación de los rípios lixivados.

4.1.3. Pruebas Metalúrgicas de Cianuración en Columnas de Rípios.

Se toman muestras de RIPIOS MINERALES de diversos puntos del Pad de lixiviación. Se realizaron diferentes pruebas en columnas, a diferentes granulometrías y parámetros, cuyos resultados fueron los siguientes:

Tabla 40.
Parámetros de las Pruebas metalúrgicas.

	MUESTRA MINERAL	PESO SECO (gr)	GRANULO METRÍA	RAIT FLUJO	PH	FUERZA CN-	TIEMPO
MC1	OXIDOS C220	558.5	-4"	8-10 t/h*M2	10.5	500-100	6.6
MC2	OXIDOS C220	67	-1"	8-10 Lt/h*M2	10.5	500-100-500	19
MC3	SILICES.T C245	79.5	-1"	8-10 Lt/h*M2	10.5	120	30
MC4	SILICES.T C245	69.4	-3/8"	8-10 Lt/h*M2	10.5	120	30
MC5	MIXTOS MEZCLA	83.7	-1/2"	8-10 Lt/h*M2	10.5	120	30
MC6	SULFUROS C343	79.5	-1"	8-10 Lt/h*M2	10.5	120-500	32
MC7	SULFUROS C343	79.5	-1/2"	8-10 Lt/h*M2	10.5	120-300-120	24
MC8	SULFUROS C343	32	-5/16"	8-10 Lt/h*M2	10.5	120-300-120	30

Tabla 41.
Resultados de recuperación y consumo de reactivos.

MUESTRA MINERAL	LEY DE CABEZA CALCULADA				RECUPERACIÓN			CONSUMO REACTIVOS	
	Au (gr/ton)	Ag (gr/ton)	Cu (ppm)	% OL.	% Au	% Ag	% Cu	Cal (kg/ton)	NACN (kg/ton)
OXIDOS C220	0.445	0.687	79.9	80%	12.56	6.62	0.68	0.220	0.138
OXIDOS C220	0.343	0.298	65.9	80%	49.01	72.61	2.04	0.725	0.744
SILICES.T C245	0.411	7.850	100.0	79%	45.20	5.10	4.40	2.012	0.094
SILICES.T C245	0.431	8.100	100.0	80%	52.90	8.20	7.30	2.379	0.106
MIXTOS	0.658	3.652	58.0	81%	40.88	37.02	13.85	0.299	0.836
SULFUROS C343	1.773	14.7	120.0	35%	10.53	5.64	9.18	4.211	0.949
SULFUROS C343	1.773	14.7	120.0	45%	16.43	17.74	27.9	4.024	0.436
SULFUROS C343	0.939	10.644	526.7	46%	27.12	19.67	24.05	0.436	3.382

Observaciones

MC1 y MC2: A granulometría de -4" solo llega a tener 12.56% de recuperación de oro MC1, el mismo tipo de ripio mineral optimizado a una granulometría de -1" alcanza el 49% de recuperación de oro con nuevos parámetros de cianuración MC2. Recalculando con la solubilidad, la ley inicial de tajo fue 0.9 gr/ton y solo tuvo una recuperación metalúrgica de 50%, a la solubilidad actual como ripio podemos extraerle un 49% de recuperación. Este tipo de ripio no necesita mayor reducción, ya que alcanza buenas recuperaciones a -1". El consumo de cal es de 0.75 kg/ton, el cianuro se puede optimizar durante la lixiviación. En conclusión, los resultados se muestran positivos optimizando la granulometría y con nuevos parámetros de cal y cianuro; es decir, se obtiene mejor recuperación.

MC3 y MC4: A granulometría de -1" se tiene una recuperación del 45.2%. MC3, optimizándolo a una granulometría de -3/8" la recuperación de Au se incrementa a 52.9%. MC4, a igual parámetro de cianuración; se observa claramente que su consumo de cal es bien alto (2 kg/ton, a las condiciones antiguas de lixiviación). La cal fue el factor importante de su baja recuperación, ya que en el cianuro se muestra mínimo en consumo. Recalculando con la solubilidad actual, la ley inicial con la que vino del tajo fue de 0.95 gr/ton y solo tuvo una recuperación metalúrgica del 50%. Optimizando la granulometría original ROM a -3/8", previo chancado, adición necesaria de reactivos, se obtienen buenas recuperaciones.

MC5: Mezcla de diferentes puntos del Pad con ripios minerales mixtos, este mineral fue trabajado a una granulometría de -1/2", obteniendo una recuperación de oro 40.9%, se tiene menor consumo de cal, pero mayor consumo de cianuro que sería el principal causante de que haya tenido una lixiviación

incompleta, recalculando mediante su solubilidad actual, resulta que su ley inicial de tajo fue de 1.25 gr/ton y que solo tuvo una recuperación metalúrgica de 47%. Antes los resultados de las demás pruebas realizadas, se optimizará la granulometría a un P80 -1” y P80 -16mm” directamente en circuito de chancado, se proyecta obtener recuperaciones cercanas al 50%. Resultados que veremos en las dos pruebas piloto escala industrial.

MC6, MC7 y MC8: De características sulfuradas, solubilidades muy bajas (35%, 45% y 46%), cuyo objetivo es determinar las recuperaciones que se puedan llegar a obtener como rípios, pues como se ha venido mencionando existen en menores cantidades dentro de los Pads. ¿Al encontrarlos qué se haría? ¿Qué parámetros utilizar para sacarle provecho siendo sulfuros? En esta primera prueba MC6 se ha trabajado a -1” (con una recuperación de oro muy baja de 10.5%); la siguiente prueba MC7 reducido a -1/2” alcanzando una recuperación de 16.43%; una tercera prueba MC8 optimizando la granulometría a 100%- 5/16” en la cual se ha podido alcanzar una recuperación de 27% de oro. La importancia de estas pruebas de rípios sulfurados, de los cuales solo se han encontrado mínimas cantidades en los Pads, entregaría un mínimo de onzas adicionales bajo una lixiviación optimizada en granulometría y reactivos, lo cual tendrá un efecto positivo en el cálculo de reservas de onzas y balance metalúrgico.

4.1.4. Pruebas Metalúrgicas de Cianuración en Columnas con Mineral Fresco del Taladro Qdh 10:

MINERAL FRESCO del taladro QDH 10, esta prueba se realizó con el objetivo de determinar las recuperaciones que tuvieron los minerales que fueron

depositados en los Pads de lixiviación, para ello se eligió el taladro QDH 10 del cual se creía que este cortaba los diferentes cuerpos estructurales del tajo Quicay, siendo el idóneo como muestra fresca. Este mineral presentaba solubilidades entre 42-54% y ley oro de 1.7 gr/ton con características de mixtos y sulfuros. Se realizaron 3 pruebas metalúrgicas con la cantidad total de dicho taladro. Al final se concluye que este taladro no representaba a los minerales extraídos del tajo Quicay I, ya que se proyectada por debajo del tajo hacia Quicay 3, descartándose.

Tabla 42.
Parámetros de las Pruebas metalúrgicas con minerales frescos QDH 10.

	MUESTRA MINERAL	PESO SECO (gr)	GRANULOMETRIA	RAIT FLUJO	PH	CN-	TIEMPO (DÍAS)
MCF1	QDH 10	95	100%-2"	8-10 Lt/h*M2	10.5	120	30
MCF2	QDH 10	84.6	70%-1"	8-10 Lt/h*M2	10.5	120	18
MCF3	QDH 10	76.9	100%-1"	8-10 Lt/h*M2	10.5	120	16.5

Tabla 43.
Resultados de las Pruebas metalúrgicas con minerales frescos QDH 10.

LEY DE CABEZA CALCULADA				RECUPERACIÓN		CONSUMO	
MUESTRA MINERAL	Au (gr/ton)	Ag (gr/ton)	Cu (ppm)	% SOL.	% Au	Cal (kg/ton)	NACN (kg/ton)
QDH 10	1.519	13.53	48.3	42%	12.29	3.51	0.14
QDH 10	1.519	13.53	48.3	42%	15.5	1.2	0.1
QDH 10	1.519	13.53	48.3	42%	10.48	1.2	0.2

Observaciones

*Este mineral fue tratado en 3 etapas a nivel columnas, la primera lixiviada a -2", las etapas siguientes con reducción de tamaño las pruebas QDH10. Se obtuvo una recuperación total de 38.27% Au en 64.5 días acumulados.

* Luego para corroborar dichos resultados, con las ultimas sobras de dicho taladro (27 kg) se inició la prueba QDH 10 con reducción de tamaño a -1", luego de ello observándose la lentitud de la disolución de Au, se procede reducirlo a -1/2" y continuar la prueba mencionada, obteniendo una recuperación total de 43.42% Au en 54 días de riego.

* Lo rescatable de estas pruebas de minerales mixtos, es que aportó el conocimiento de las solubilidades bajas en función a la ley alta, algo que no se observan comúnmente en los rípios lixivados, además de las recuperaciones que se pueden obtener con parámetros adecuados.

* Tras el descarte como mineral fresco, había que buscar otra fuente que aportara dicho mineral fresco de misma geometalúrgia de los rípios y determinar con ello el grado de lixiviación que tuvieron en los Pads.

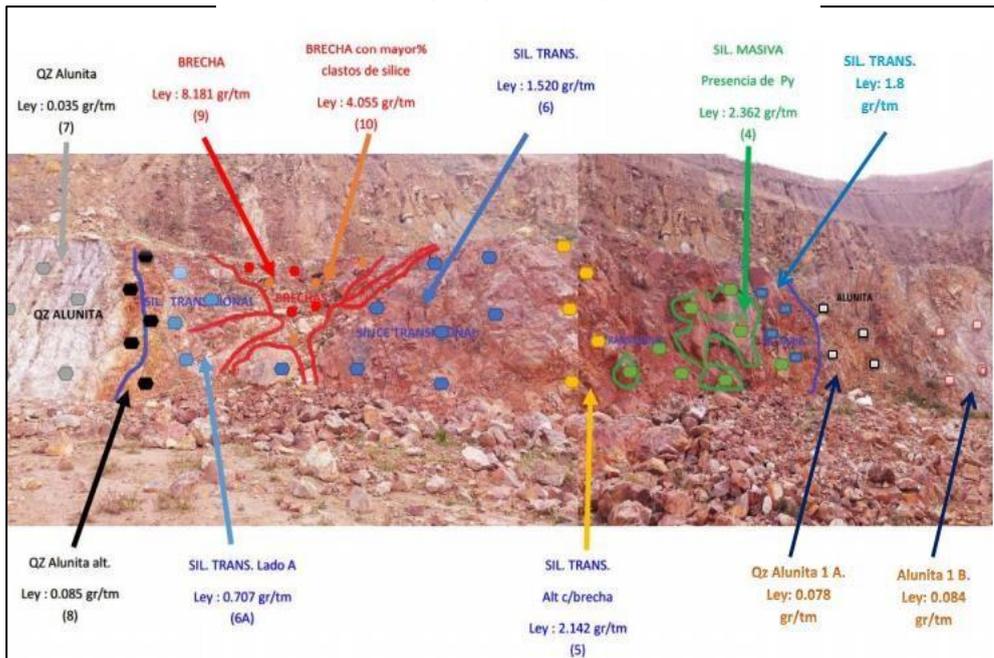
4.1.5. Pruebas Metalúrgicas de Cianuración en Columnas con Mineral Fresco Tomados de los Bancos del Tajo Quicay:

Se tenía la necesidad de encontrar mineral fresco que represente a todo el mineral depositado en los Pads que contenga el mismo ensamble según lo determinado en la caracterización de los rípios. El objetivo es obtener la recuperación real de los cuatro tipos de minerales brechas, sílices masivas, sílices transicionales y Qz Alunita, lixivados en iguales condiciones metalúrgicas que se aplicaron en los Pads, así como determinar su comportamiento metalúrgico durante la lixiviación y los parámetros adecuados que se debieron aplicar. Estos resultados servirán para poder realizar el cálculo de reservas.

Ilustración 41.
Bancos del Tajo Quicay



Ilustración 42.
Punto de toma de muestra.



Se realizan 4 pruebas metalúrgicas de los siguientes tipos: Qz Alunita, Sílice transicional, Sílice Masiva y Brechas.

En la primera lixiviación como deseamos conocer qué recuperación tuvieron estos tipos de minerales en los Pads, aplicaremos iguales parámetros usados en la época operativa: Cal 0.6 kg/ton y NaCN 80 ppm.

Tabla 44.

Resultados de primera lixiviación de mineral fresco (tomado del tajo Quicay).

	MUESTRA MINERAL	PESO SECO (gr)	GRANULO METRÍA	RAIT FLUJO	PH	ppm CN-	TIEMPO
MCF4	Qz Alunita	96.9	-4"	8	10.5	80	90 días
MCF5	Sílice Transicional	110.1	-4"	8	10.5	80	90 días
MCF6	Sílice Masiva	88.4	-4"	8	10.5	80	90 días
MCF7	Brechas	95.4	-4"	8	10.5	80	90 días

Tabla 45.

Resultados de primera lixiviación de mineral fresco (tomado del tajo Quicay).

MUESTRA MINERAL	LEY DE CABEZA CALCULADA				RECUPERACIÓN	CONSUMO REACTIVOS	
	Au (gr/ton)	Ag (gr/ton)	Cu (ppm)	% SOL.	% Au	Cal (kg/ton)	NACN (kg/ton)
Qz Alunita	0.55	0.108	11.2	70%	77%	0.257	0.797
Sílice	1.563	0.685	21.4	91.2%	47%	0.235	0.776
Sílice Masiva	2.263	5.006	44.7	91.8%	33%	0.301	0.824
Brechas	8.630	2.365	98.4	90%	50.4%	0.366	0.878

4.1.6. Reproceso de las Columnas MCF4, MCF5, MCF6, MCF7.

Continuando con las pruebas realizamos una simulación del reproceso, tomando los rípios de las columnas mencionadas. Esta segunda lixiviación será aplicando los parámetros optimizados (curado 2 días a 1500 ppm, reposo, y luego lixiviación a 100 ppm), los mismos que serán aplicados en la escala industrial de los rípios.

Tabla 46.

Resultados de segunda lixiviación ripio de mineral fresco. (Reproceso columnas).

	MUESTRA MINERAL	ESO SECO (gr)	ANULOMETRIA	AIT FLUJO	H	ppm CN-	TIEMPO
MCF4-R	Qz Alunita	0	P80 -16mm	10 Lt/h*M2	11	1500/100	27 días
MCF5-R	Sílice Transicional	107.7	P80 -16mm	10 Lt/h*M2	11	1500/100	27 días
MCF6-R	Sílice Masiva	79.7	P80 -16mm	10 Lt/h*M2	11	1500/100	27 días
MCF7-R	Brechas	88.1	P80 -16mm	10 Lt/h*M2	11	1500/100	27 días

Tabla 47.

Resultados de segunda lixiviación de mineral fresco (Reproceso de columnas).

MUESTRA MINERAL	LEY DE CABEZA CALCULADA				RECUPERACIÓN	CONSUMO REACTIVOS	
	Au(g/t)	Ag(g/t)	Cu(g/t)	% SOL.	/% Au	Cal (kg/ton)	NACN (kg/ton)
Qz Alunita	0.018	0.05	10	44%	Ya no se reprocesó	-	-
Sílice	0.975	0.873	11.1	83%	53%	0.154	0.915
Sílice Masiva	1.353	4.507	27	82%	48.9%	0.195	0.948
Brechas	3.644	1.289	42.8	83%	59.2%	0.278	0.965

Observaciones

Se lixiviaron con los mismos parámetros iniciales, 80 ppm CN- y Cal 0.6 kg/TM, solución de riego a 10.5 pH, proyección a 90 días de riego.

La granulometría fue de -4" tal como fue tomada la muestra (simulando ROM), sin ningún tipo de chancado que modificara las condiciones iniciales.

El Qz. Alunita obtuvo una recuperación completa de 77%. Los parámetros de lixiviación aplicados fueron los ideales para los Qz Alunitas, pero no para los demás tipos de minerales, los cuales demuestran que requerían otras condiciones de lixiviación y adicionalmente una reducción de granulometría mediante chancado.

La Sílice Transicional tuvo una recuperación incompleta de 47%. A pesar de tener leyes mayores a 1.5 gr/TM, no llegaron a tener una recuperación completa.

La Sílice Masiva tuvo una recuperación incompleta de 33%. Esta mena de alta ley no tuvo parámetros ideales aplicados durante la lixiviación, aparentemente necesitaba una reducción de tamaño y diferentes condiciones metalúrgicas.

Las Brechas tuvieron también una recuperación incompleta de 50.4%. Tan igual que las masivas, las condiciones aplicadas no fueron las ideales para ciertos tipos de minerales con diferente geología y por ende diferente metalurgia.

Con todos estos resultados, se demuestran por primera vez las verdaderas recuperaciones metalúrgicas que han tenido los diferentes tipos de mineral extraídos del Tajo Quicay I, con lo cual queda muy clara la existencia de onzas en los Pads de lixiviación en los rípios lixiviados.

4.1.7. Conclusiones de la Segunda Lixiviación

Para finalizar estas pruebas, se realizó una simulación del reproceso a nivel columnas, con los rípios de las columnas MCF 4, 5, 6 y 7, aplicando parámetros optimizados de granulometría y adiciones de cianuro y cal. Los resultados fueron los siguientes: Los rípios de MCF4 (Qz. Alunitas) no se reprocesarán, ya que han alcanzado su máxima recuperación y la solubilidad que presenta es baja (lo consideramos desmonte). Los rípios MCF5 sílice transicional alcanzaron una recuperación del 53%, la solubilidad final es de 83%. Los rípios MCF6 sílice masiva alcanzaron una recuperación del 48.9%, su solubilidad final es de 82%. Los rípios CMF6 brechas alcanzaron una recuperación del 59.2%, su solubilidad final es 83%. En promedio se tiene una recuperación del 50%.

Tras realizar unos cálculos las recuperaciones globales de cada tipo de mineral fresco puesto en prueba es la siguiente:

- Qz Alunita: 77%
- Sili. Transicional: 71%
- Sili. Masiva: 70%
- Brechas: 83%

Estas debieron ser las recuperaciones reales que debieron alcanzar los siguientes minerales mencionados durante la época operativa de Quicay, bajo condiciones metalúrgicas ideales.

4.1.8. Pruebas de Lixiviación a Escala Industrial, Granulometría P80 -1”:

Objetivo obtener la recuperación máxima de oro, aplicando los parámetros metalúrgicos optimizados obtenidos a nivel de laboratorio. Granulometría P80 malla -1” (25mm). Chancado secundario.

Se realizaron pruebas de lixiviación a nivel industrial, la pila tuvo una capacidad de 30,000 TMS. El ripio mineral proveniente fue del minado de los Pads, los cuales son enviados al circuito de chancado para reducción de tamaños en dos etapas CH. Primaria y CH. Secundaria, obteniendo un producto de P80 -1”. Se le acondicionó cal a razón de 0.85 kg/TM, previo al apilado de la pila, la pila tuvo una altura de 3.5 metros de altura. El riego inicialmente fue con soluciones cianuradas de 1500 ppm con reposos intermitentes durante 72 horas (curado), para luego ser lixiviados con solución cianurada de 120 ppm.

Prueba metalúrgica a escala industrial:

Tipo: Ripio mineral chancado.

Granulometría: P80 -1”.

Tonelaje: 26,832 TM

Altura de pila: 3.5 metros.

Tiempo de lixiviación: 32 días

Ley:0.45 g/TM

Parámetros: 120 ppm CN, Cal 0.85Kg/TM

Flujo Riego: 10 Lt/Hr*m².

Presión de riego: 25-27 PSI

Malla de riego: Aspersión - Triangular.

Obteniendo los siguientes resultados:

- Se obtuvo una recuperación metalúrgica de Au de 40% con una granulometría de P80-1”.
- Se dosificaron concentraciones de Cianuro y Cal necesarias para su buena recuperación, mostrando resultados positivos para la cianuración de los ripios.
- Los consumos de cianuro oscilaron en 0.2 Kg/TM mineral, y 0.8-0.9 Kg cal/TM de mineral.
- “De este resultado restaba por optimizar la granulometría de chancado, para obtener mejores recuperaciones en la lixiviación de los ripios minerales.”
- “No se observaron encharcamientos en los ripios chancados durante su lixiviación bajo un riego de 10 lt/m²*H.”

4.1.9. Pruebas de Lixiviación a Escala Industrial, Granulometría P80 -16mm:

El objetivo fue obtener la recuperación máxima, aplicando los parámetros metalúrgicos optimizados obtenidos a nivel de laboratorio. Se optimizó la granulometría producto de chancado secundario a P80 malla-16mm.

Prueba metalúrgica a escala industrial:

Tipo: Ripio mineral chancado.

Granulometría: P80 -16mm.

Tonelaje: 2,025 TM

Altura de pila: 3.5 metros.

Tiempo de lixiviación: 32 días

Ley:0.378 g/TM

Parámetros: 120 ppm CN, Cal 0.80Kg/TM

Flujo Riego: 10 Lt/Hr*m2.

Presión de riego: 25-27 PSI

Malla de riego: Aspersión - triangular.

Obteniendo los siguientes resultados:

- Se obtuvo una recuperación metalúrgica de Au de 55% con una granulometría de P80 -16mm. Esta contenía un 50% m-1/4”.
- Se dosificaron concentraciones de Cianuro y Cal necesarias para la óptima recuperación (importante), mostrando resultados positivos para la cianuración de los ripios. Estas dosificaciones de cal deberán ser controlados durante la etapa de chancado. Para que durante la lixiviación solo se requiera el mínimo para mantener el pH alcalino de la solución.
- Los consumos de Cianuro oscilan en 0.2-0.25 Kg/TM, y 0.8-0.95 Kg cal/TM de mineral.
- “Será importante la evaluación constante del producto de chancado, ya que de ello dependerá para lograr el objetivo de obtener óptimas recuperaciones en la lixiviación de los ripios minerales.”
- No se observaron encharcamientos en los ripios chancados durante su lixiviación bajo un riego de 9.5 a 10 lt/m2*hr, a pesar de contener finos de granulometría de chancado de 50% -m1/4”. Estos finos creados durante el

chancado son silicificadas, a comparación de los finos arcillosos que se eliminan en la etapa de zarandeo.

- El riego del curado será importante, para mantener el ciclo de lixiviación dentro de los 32 días, el curado se aplicará durante los primeros días de lixiviación, iniciando desde soluciones cianuradas concentradas intermitentes más reposo, para luego continuar con la lixiviación a bajas concentraciones (120 ppm). El consumo de cianuro no se incrementará al utilizar altas concentraciones de cianuro, se aplicará solo lo necesario para la disolver el oro, el monitoreo de consumo será continuo sobre todo en los primeros días del curado.
- Luego se irá bajando según consumo hasta los 100 ppm, concentración con la cual se utilizará hasta el culminar el ciclo del proceso.

**4.1.10. Pruebas de Evaluación de las Solubilidades en los Ripios.
Recopilación De Datos. 2016-2019.**

Sabiendo la importancia de la solubilidad para los ripios (ADN Geometalúrgico), realizaremos un breve resumen del total de muestras tomadas en los periodos 2016 al 2019. Haremos uso de 7906 muestras principales:

*Tabla 48.
Resumen del total de muestras 2016-2019.Reproceso Quicay.*

	Ley -0.23	Ley+0.23	Ratio
# Muestras 2016-2018	5830	939	6.2
# Muestras 2018-2019	573	564	1.0

En los periodos iniciales del reproceso, se tomaron mayor número de muestras, en la cual, con mínimos conocimientos, se produjeron grandes diluciones de los ripios minerales de interés, las leyes +0.4 gr/t con solubilidades de 83% promedio que fueron diluidas con desmonte. Tras un sencillo cálculo se

llega a su valor final y en las leyes reportadas por laboratorio químico, estos nuevos valores diluidos oscilarían por encima de 0.23 gr/t con una solubilidad de +65%. En los periodos 2016-2018 se dieron grandes diluciones, y se reflejan en cada ensaye de muestras.

En el periodo 2018-2019 se observan una mejor dilución, esto sería a que a partir de este año se fueron mejorando más las técnicas de operación y mejor aún en el año 2019.

Además, se tomaron referencias de leyes mayores a 0.4 gr/t, con diversas solubilidades y como posiblemente estarían los rípios.

Tabla 49.
Cantidad de rípios con ley de 0.4 g/t.

PERIO	SOLUBIL	N°
2016-	20-35%	3
	35-50%	18
	50-65%	62
	+65%	292
	+78%	236

Estos datos hacen ver que ha sido mínima la cantidad de rípios con ley de 0.4 g/t con solubilidad menor a 65% que mayormente se refieren a los sulfuros encontrados en los Pads, caso contrario es mayor el número de rípios minerales con solubilidades mayores a +65%.

4.2. Presentación, Análisis e Interpretación de Resultados

4.2.1. Evaluación Económica Estimación de Recursos.

4.2.1.1. Cálculo de Reservas Dentro de los Pads.

Para realizar el cálculo de reservas dentro de los Pads, tomaremos los datos obtenidos al cruzar la información de las leyes de Laboratorio Químico y los taladros Blast Hole (350 TM / taladro).

Tabla 50.
Taladros de Blast Hole por 350 TM.

N° Taladros	CutOff	Tonelada	Ley Au	Onzas
-------------	--------	----------	--------	-------

282910	0.05	99,018,500.0	0.36	1,158,969.5
228940	0.1	80,129,000.0	0.43	1,116,154.4
137928	0.12	48,274,800.0	0.65	1,012,531.4
130854	0.13	45,798,900.0	0.68	1,002,843.1
124142	0.14	43,449,700.0	0.71	992,895.9
118109	0.15	41,338,150.0	0.74	983,274.9
112359	0.16	39,325,650.0	0.77	973,458.9
107162	0.17	37,506,700.0	0.80	964,001.8
102323	0.18	35,813,050.0	0.83	954,650.9
97664	0.19	34,182,400.0	0.86	945,121.8
93428	0.2	32,699,800.0	0.89	935,982.9
76671	0.25	26,834,850.0	1.04	894,501.2
64574	0.3	22,600,900.0	1.18	857,712.1
55807	0.35	19,532,450.0	1.31	820,444.8
49185	0.4	17,214,750.0	1.44	798,496.5
39903	0.5	13,966,050.0	1.68	752,247.8
33565	0.6	11,747,750.0	1.89	713,487.5
29089	0.7	10,181,150.0	2.08	681,036.2
25727	0.8	9,004,450.0	2.26	653,012.9
23027	0.9	8,059,450.0	2.42	627,213.6
20739	1	7,258,650.0	2.58	602,901.4
13560	1.5	4,746,000.0	3.30	504,131.6
9504	2	3,326,400.0	3.98	425,302.9
6941	2.5	2,429,350.0	4.62	360,938.4
5135	3	1,797,250.0	5.29	305,427.3
3854	3.5	1,348,900.0	5.97	258,986.0
2988	4	1,045,800.0	6.62	222,559.1
2336	4.5	817,600.0	7.29	191,560.5
1905	5	666,750.0	7.87	168,636.4
1254	6	438,900.0	9.12	128,686.6
804	7	281,400.0	10.60	95,862.2
559	8	195,650.0	11.98	75,348.5

A continuación, la clasificación geológica según su rango de leyes, así mismo se muestran las respectivas recuperaciones de cada una, obtenidas en la prueba en columna, pero a la vez teniendo en cuenta los siguientes puntos:

*No se tienen las cantidades exactas de Sil. Masiva y de Brechas, por lo tanto, se asume de manera conservadora que hay menor cantidad de Brechas de las que habría en realidad.

*La recuperación en el proceso a escala industrial jamás podrá igualarse la recuperación obtenida en laboratorio, por lo tanto, también lo tenemos en consideración.

Tabla 51.

Clasificación geometalúrgica del mineral.

N°	CLASE	RANGO DE LEY	RECUP. METALURGICA
1	Qz Alunita	0.35 a 0.9 g/t	75%
2	Sil. Transicional	0.91 a 1.5 g/t	45%
3	Sil. Masiva, Brechas	1.51 g/t a mas	43%

El cálculo será de acuerdo con los rangos de leyes de cada tipo de alteración en función a las leyes Cut Off del cuadro resultante del cruce de información entre Laboratorio Químico y por taladros BH, de ahí resultará el tonelaje que hay para cada tipo de alteración y su ley inicial con la que ingreso a los Pads de lixiviación.

TM Total En Pad de Lixiviación: 19,532,450.00

Onzas Totales: 820,444.8

Tabla 52.

Cálculo de Reservas según clasificación Geometalúrgica vs Cut Off.

	CLASIFICACIÓN	TONELAJE	LEY (gr/ton)	ONZAS
DESMONTE	QZ. ALUNITA (ley 0.35-0.9)	11,473,000	0.52	193,231.20
MINERAL	SILICE TRANSICIONAL (ley 0.9-1.5)	3,313,450	1.16	123,082.00
MINERAL	SILICE MASIV, Brechas. (ley +1.5)	4,746,000	3.3	504,131.60

Para la cantidad de onzas depositadas dentro del Pad, provenientes de las leyes altas (Sílice masivas y brechas), se puede deducir que estas leyes reportadas por Laboratorio Químico de los taladros de Blast Hole, no fueron representativas por los altos valores de Au que se iban presentando.

En ese sentido mediante el balance metalúrgico, usando las onzas totales depositadas, las recuperaciones metalúrgicas optimizadas y conservadoras de mineral fresco (directamente del tajo y sin lixiviar) y la

nueva clasificación geometalúrgica, se puede estimar la siguiente cantidad de onzas.

Por lixiviación de las altas leyes (sil. Masiva/brechas) han sido 219,689 onzas aportadas por Silice Masiva y Brechas, que formaron parte de las ventas realizadas, dividiéndolo por la recuperación 43% que tuvo durante su lixiviación (dato de pruebas metalúrgicas realizadas con mineral fresco tomados del tajo), resultan 510,906 onzas totales. Entonces tendríamos como cantidad de onzas totales depositadas en el pad 827,219 onzas. Luego, nos resulta entonces la cantidad de 358,911 onzas totales existentes en los rípios de los Pads.

En conclusión, se tendría Como RESERVAS PROBADAS a extraer, lo siguiente:

Tabla 53.
Reservas Probadas

Sílice Transicional:	67,695.1 Onzas
Sílice masiva y brechas:	291,216.2 Onzas.
TOTAL Onzas:	358,911.3 Onzas.
Sílice Transicional:	3, 313,450 TM, con Ley 0.635 g/t Au.
Sílice masiva y brechas:	4, 746,000 TM, con ley de 1.908 g/t Au.

TOTAL, Ripio mineral: 8, 059,450 TM ripio mineral con ley de 1.385 gr Au/ton.

4.2.1.2. Cálculo de la Relación De Desbroce (D/M)

Del cálculo de reservas económicamente explotables se obtendrá la relación promedio de desmonte a mineral durante la vida del reproceso de rípios.

$$\text{Relación de desbroce (Reservas Probadas)} = \frac{\text{TM Desmonte } 11,473,000}{\text{TM Mineral } 8,059,450} = 1.42$$

La relación promedio ratio D/M es de 1.4: 1

La tecnología para emplear en el reproceso de rípios lixivados sería la tradicional, el cual cuenta con los procesos estándar de lixiviación, adsorción, desorción y fundición. Se logró establecer e identificar el principal método a aplicar a los rípios, el minado será por hebras, de igual manera se procederán con el muestreo respectivo. Se acondicionará un circuito de clasificación por zarandas para la obtención de tamaños +2", seguido de un circuito de chancado para obtener un producto P80-16mm y posterior lixiviación. En la sección lixiviación se aplicará el sistema curado 1500 ppm NaCN-reposo-lixiviación estándar 100 ppm NaCN.

En el estudio económico, se analizó la rentabilidad del proyecto y se determinó que una producción nominal de 1'350,000 toneladas anuales sería adecuado, que los costos operativos serían aproximadamente de US\$ 75'420,488 o 9.36 US\$/TM. En esta sección a su vez se realizó una sensibilización del proyecto, variando los precios de oro en 1400,1300 \$/oz en el mejor de los casos y 1150 \$/oz en el peor de los casos. Para todos los casos aún continúan siendo rentables al reproceso de rípios.

Este proyecto de reprocesamiento de rípios lixivados tendría un tiempo de operación de 6 años a un ritmo de 3750 TPD y con la capacidad aprobada de 4750 TPD se tendría un tiempo de operación por 4.7 años. Para este caso se dará en función a la capacidad máxima de la planta de

chancado que se posee de 4000 TPD con un factor de seguridad de 6.25%. La producción de onzas de oro mensuales será 2130 Oz (71 kg). Finalizado todo ello se estará procediendo al plan de cierre de minas.

*La recuperación promedio se calculó en 54.7%, pero debido a que se utilizaron recuperaciones óptimas a nivel de laboratorio tomaremos como solamente 52% la que se pueda alcanzar en el proceso a escala industrial

Reservas: 8'059,450 TM, con una ley promedio de 1.385 gr Au/TM.

- Producción diaria: 3,750 TM
- Tiempo de vida Útil: 6 años
- Ley Cut Off: 0.373 gr Au/TM
- Recuperación promedio de la caracterización geometalúrgica: 52%

4.2.1.3. Estimación de la Ley De Corte (Cut Off).

Se hace el cálculo respectivo bajo tres escenarios posibles respecto al precio del oro. (1 onza troy = 31.1 gr)

Tabla 54.
Ley de corte.

INTER, Au	1500\$/oz	1400\$/oz	1300\$/oz	1250\$/oz
Valor de Au, \$/gr	48.23	45.01	41.80	40.19
Recuperación	50%	50%	50%	50%
Valor de Au recuperado, \$/gr	27.77	22.51	20.90	20.09
Ley de Cut Off, gr/TM	0.388	0.436	0.470	0.531

4.3. Prueba de Hipótesis

Realizamos la prueba de hipótesis de acuerdo a las variables: Independiente y dependiente, mediante la cual es aceptada la hipótesis:

En proceso de reproceso de ripios lixiviados, se pudo determinar que un adecuado estudio Geometalúrgico nos permite tener un adecuado detalle de la mineralización y que un reproceso nos ayuda a recuperar el mineral que fue mal procesado al momento de su recuperación metalúrgica.

Mediante un eficiente control en el proceso se pueden obtener mejores resultados.

- H0: Si realizamos Factibilidad técnico económica en el desarrollo del Proyecto de la Unidad Quicay 1, lograremos una adecuada recuperación del mineral en el proceso de lixiviación.
- H1: Si realizamos el Reproceso de Ripios Lixiviados, se determinará que el proceso metalúrgico no fue eficiente en el primer proceso de la Unidad Quicay 1

4.4. Discusión de Resultados

Teniendo ya las referencias teóricas de la existencia de estos cuerpos mineralizados de altas leyes, los cuales fueron EXTRAÍDOS del tajo y depositados en diversas zonas de los Pads de lixiviación en conjunto con los minerales cercanas a la ley de corte, según época operativa, y todos ellos lixiviados bajo las mismas condiciones metalúrgicas.

En el análisis previo de saber si existe la posibilidad de recuperación del ripio mineral, en campo se trató de ubicar el mineral de alta ley en los ripios de los Pads, y con ello comprobar que no han recuperado metalúrgicamente, y, por ende, la existencia de las onzas faltantes.

El objetivo de realizar una clasificación y/o caracterización geometalúrgica que sea simple y clara en términos geológicos que agrupe los principales tipos alteraciones que puedan encontrarse en los ripios de los Pads. Siendo todo ello necesario para el fácil reconocimiento y ayude a diferenciar el ripio mineral del desmonte para el personal involucrado directamente.

Durante todo el periodo de pruebas y muestreos 2016-2019, se tomaron muestras de diversas granulometrías y tipos de alteraciones, como resultados los análisis químicos arrojaron valores alentadores de ley de oro según se iba

avanzando, estas leyes motivaron a continuar con la evaluación del ripio mineral mediante más pruebas en columnas. Recién en el año 2019 tras estudiar todos los rípios lixivados, se necesitaba compararlo con mineral fresco que no haya sido lixiviado, para lo cual se tomaron del tajo varias muestras de minerales existentes aún en los bancos que contenían el mismo ensamble geológico-metalúrgico, según lo encontrado en los rípios de las bajas y altas leyes. El objetivo era conocer sus características geometalúrgicos que demuestren las causas del porqué la NO recuperación de estos minerales de alta ley, incluyendo las de medianas leyes:

La lixiviación por método Heap Leaching, según se tiene referencias de otras unidades mineras, tiene recuperaciones de oro que oscilan entre 70 a 85% (casos referencia de Yanacocha y otros), y en el caso de Quicay dichas recuperaciones, según las ventas, llegaron solo a 51.2%, promedio menor a lo estimado en el estudio técnico de viabilidad de la mina, esto quiere decir que el comportamiento geometalúrgico es diferente para cada yacimiento, y su tratamiento no necesariamente sería el mismo.

Según las pruebas realizadas en campo, se pueden observar en diversas zonas del Pad variadas granulometrías, desde tamaños finos a tamaños muy grandes, deduciendo que en los tamaños grandes para Quicay conlleva una falta de liberación de las partículas de oro, lo cual crea un mínimo área de contacto mineral-cianuro, factor importante para que no se dé la lixiviación completa.

No se realizó una conciliación de leyes y onzas del mineral extraído del tajo Quicay, como tampoco se realizó una caracterización geometalúrgica de acuerdo con los tipos de alteración que se iban encontrando en el minado del Tajo. Ello hubiese permitido seleccionar el adecuado tratamiento metalúrgico al mineral según su caracterización.

El haber aplicado las mismas condiciones de lixiviación, es decir los mismos parámetros metalúrgicos (80 ppm de cianuro y 0.6 kg cal /TM) para todos los tipos de minerales depositados en los Pads no era lo adecuado, ya que las altas leyes tienen mayor consumo de reactivos (cal y cianuro) que los minerales de mediana ley. Estos factores hoy son considerados muy importantes para el reproceso de rípios.

Se han podido encontrar rípios minerales con leyes altas de tipo brechas mayores a 1.5 hasta 30 g/TM, mostrando claramente que tuvo una pobre lixiviación, leyes medianas en los minerales silicificados transicionales 0.35 a 1.5 g/TM, así mismo los de tipo Qz Alunita actualmente presentan leyes muy bajas que oscilan entre

0.050 a 0.2 g/TM.

La solubilidad del oro, en los dos primeros tipos mencionados, actualmente se presentan con solubilidades por encima de 75-85%; es decir, tuvieron una deficiente o pobre lixiviación. El tipo Qz Alunita, por otro lado, posee solubilidades bajas entre 40 a 65%, señal que tuvieron una lixiviación completa.

Para este reproceso, la solubilidad del oro será una de las guías importantes, asemejándose al ADN metalúrgico de los rípios; su análisis continuo en campo nos dará referencias si hubo lixiviación completa o incompleta en determinados tipos de rípios. Leyes bajas con solubilidades bajas, demuestran que se ha tenido una buena lixiviación; leyes medianas o leyes altas con solubilidades altas, muestran una lixiviación incompleta. Un caso especial #1: Si se encontrasen de ley mediana o alta con solubilidad baja, no es que se hayan lixivado bien, simplemente es que estamos en presencia de sulfuros refractarios, ya que estos ingresaron del tajo con solubilidades bajas de 35-60% oro soluble. Otro caso especial #2: Leyes cercanos a

0.3 gr/ton con solubilidades bajas, serán Qz Alunitas que tuvieron leyes por encima de 0.9 gr/TM con recuperación completa de 80%, a la fecha sabemos que este caso no podría existir ya que Qz Alunita fueron de leyes bajas cuando fueron extraídos del tajo en su gran mayoría y en otros yacimientos no llegaban a superar el 1 gr Au /ton. Estos casos especiales de solubilidades se tendrán que corroborar observándolos en campo durante la operación, a excepción del caso 1 que ya se han encontrado puntualmente en los ripios.

Del caso #1: Mencionar que se han encontrado en los Pads de lixiviación una cantidad mínima de ripios sulfurados con leyes promedio de 1.5 gr/ton, solubilidad baja 35-60% y que, en las mismas condiciones de lixiviación aplicadas, tuvieron una recuperación muy pobre a casi nada, aun así, se les encuentra en sus ripios con solubilidades bajas. De acuerdo con las pruebas metalúrgicas en columnas de este tipo poco inusual se ha logrado recuperar un 27% de oro, bajo parámetros optimizados (cal, cianuro y granulometría 16mm), resultados que muestran una influencia positiva para el nuevo balance metalúrgico y cálculo de reservas.

Del caso #2: Hasta la fecha sabemos que los Qz Alunitas no llegaron a tener más de 0.9 gr/ton y de las que se han encontrado en la gran mayoría sus ripios contienen leyes muy bajas menores a 0.2 gr/TM con solubilidades entre 40-65% de oro soluble con una lixiviación completa de 80% a más. Este caso será importante, ya que de este punto recae el nuevo cálculo de reservas para el reproceso de Ripios.

Por último, las granulometrías finas menores a 2” de las hebras de leyes altas no fueron lixiviados completamente, presentándose en varios casos leyes mayores entre 1-2 gr/TM con solubilidades levemente por encima del 80%. Tuvieron lixiviación incompleta por los mismos factores mencionados anteriormente.

La aplicación de la geometalúrgia en campo a nivel macroscópico nos ayudará a conocer las características físicas importantes, que distinguen entre ripio mineral y ripio desmonte (color, dureza y grado de fragmentación, sonido). Este reconocimiento del ripio mineral ayudará a evitar diluciones o pérdidas, confusiones como rípios desmonte, o en el peor de los casos llegar a confusiones de que se piense que es ripio mineral cuando en realidad es desmonte y se llevasen equivocadamente a la zona de chancado.

CONCLUSIONES

1. Según el estudio geometalúrgica realizado el proyecto cuenta una reserva de 8'059,452 TM de ripio mineral con una ley promedio de 1.385 gr Au/ton.
2. Tener el conocimiento sobre las diferentes características geológicas y metalúrgicas del mineral fue un hecho que permitió entender con mayor claridad el por qué no hubo una buena recuperación en la época operativa.
3. En la época operativa no hubo una conciliación de los tonelajes, leyes y onzas por parte de las áreas de Geología, Mina y Planta, tampoco había un conocimiento de la geometalurgia del mineral (que este podría tener diferentes características geológicas y metalúrgicas). Todo esto causó que no haya una correcta estimación de las onzas depositadas y la recuperación metalúrgica real del proceso.
4. La recopilación de los reportes de las leyes de los taladros Blast Hole tuvieron un rol importante para obtener un tonelaje de mineral y una cantidad de onzas de oro estimadas, sin embargo, también es importante reconocer que estas leyes de los taladros Blast Hole no eran representativas (porque la granulometría ROM muchas veces era de -20", lo cual hacía complicado el muestreo y cuarteado del mineral).
5. Las onzas físicas totales recuperadas (420,000 oz) y la estimación de onzas depositadas obtenidas mediante las leyes de Laboratorio Químico de los taladros Blast Hole que, si bien no fueron representativas, nos permiten estimar una recuperación del 51.2%. Esto es importante debido a que por esto se generan preguntas acerca de por qué no se alcanzó una mayor recuperación y abre la posibilidad de plantear un reproceso, para lo cual se debieron analizar diversos factores que pudiesen brindar certeza al proyecto.

6. En búsqueda del método más eficiente para poder encontrar el ripio mineral se cometieron muchos errores propios de la falta de conocimientos de las características geológicas - metalúrgicas del mineral y de la manera en la que estos habían sido depositados, siendo el principal problema la dilución de las leyes al muestrear el ripio mineral Este problema podría generar pérdidas de onzas de oro, ya que podría confundirse ripio mineral con ripio desmonte y ser dirigido al botadero, por ello se deben muestrear incluso el ripio que vaya a ser considerado desmonte para aumentar la certeza.
7. Cuando se logró establecer una clasificación geológica y un correcto método de muestreo (por hebras) se redujeron las diluciones de las leyes. Por lo tanto, se considera que esta es la parte crítica de la operación, siendo de vital importancia la capacitación de los operadores y permanente supervisión en campo.
8. La clasificación geológica del mineral se divide en Qz. Alunita, Sce.Transicional, Sce. Masiva y Brechas. Se hace mención de una caracterización adicional llamada Mixtos y Sulfuros (con leyes altas y bajas solubilidades), de los cuales se estiman que se encuentren en cantidades entre el 15% - 20% del tonelaje total. Estos Mixtos y Sulfuros no participarán en el balance metalúrgico que permite hallar las onzas depositadas y onzas restantes por reprocesar, este es un factor por el que se dice que la estimación de las reservas es conservadora.
9. El movimiento de tierras de 2,400,000 TM de mineral, las más de 7900 muestras tomadas y analizadas por Laboratorio Químico junto a la clasificación geológica del mineral nos otorga información acerca de las leyes y solubilidades de cada tipo de mineral. Resulta importante aclarar que las muestras tomadas en los años 2017 y 2018 no resultan representativas porque no había un método de minado y muestreo por hebras, este método recién se aplica a partir del año 2019. Estas

muestras mucho más representativas nos permitieron agrupar cada clasificación geológica del mineral según su rango de leyes:

- El Qz. Alunita se encontraba con poca ley y poca solubilidad (notando que tuvo una buena lixiviación en la época operativa).
- La Sce. Masiva, Sce. Masiva/Brechas contenían leyes medianas hasta muy altas (Sce. Masiva y Brechas) con alto porcentaje de solubilidad (notando que no tuvo una buena lixiviación en la época operativa y, por lo tanto, a estos se deben apuntar en el reproceso). Fue valioso encontrar mineral fresco en el talud del tajo para poder simular las condiciones de la época operativa y así hallar las recuperaciones de cada tipo de mineralización. Sin este mineral fresco solo se podrían inferir ciertos rangos de recuperación según las muestras tomadas con sus respectivas leyes y solubilidades, es decir, no se tendría la forma de poder encontrar la recuperación metalúrgica óptima que tuvo cada tipo de mineral en la época operativa.

10. El balance metalúrgico finalmente se puede concretar utilizando la clasificación geometalúrgica (según rango de leyes), recuperaciones optimizadas y onzas de oro depositadas de cada tipo de mineral. Este balance nos arroja 827,219 oz en total depositadas y 358,911 oz de oro restantes a la espera de ser reprocesadas. Las onzas depositadas según el cruce de información entre las leyes de Laboratorio Químico y los taladros BH determina 820,444 oz totales depositadas (cuyas leyes no fueron representativas). Existe una diferencia del 0.8%.

Para la segunda prueba metalúrgica en columna al ripio de la primera prueba en columna, se logra concluir que la reducción del tamaño de partícula genera un aumento en la recuperación alcanzada, para el caso de la prueba fue de P80-16mm. Se podría analizar el costo-beneficio que conlleve el reducir el mineral

a un menor tamaño para poder recuperar más onzas de oro. Así mismo se puede notar una tendencia de las Brechas y Sce. Masiva en igualar su porcentaje de recuperación a medida que se reduce el tamaño de partícula. Esto nos permitiría poder agrupar la Sce.Masiva y Brechas, debido que tienen comportamientos geometalúrgicos muy parecidos.

- 11.** Es fundamental mantener una producción continua y estándar, por ello se debe mantener la producción del circuito de chancado en 3750 TMPD, así mismo evaluar y verificar las maneras en que se puede optimizar este circuito.
- 12.** La recuperación geometalúrgica promedio del 52% con una ley de corte de 0.373 gr/ton.
- 13.** El proceso de recuperación del oro será el mismo que fue usado en la época operativa, tales como los procesos de lixiviación en pilas con solución lixivante de cianuro de sodio, adsorción y desorción del carbón activado, electrodeposición y fundición, se usará la infraestructura existente, incluyendo el suministro de energía. Los criterios de diseño ya evaluados y aprobados para la conformación de los Pads volverán a ser los mismos y no habrá ninguna variación en el esquema de tratamiento ni cambio de reactivos usados en el proceso, lo cual constituye una gran reducción en los costos, dando así lugar al análisis y evaluación de la implementación de nuevas tecnologías que permitan optimizar la recuperación metalúrgica total de proceso.
- 14.** Se debe entender que los rangos de leyes presentados para cada clasificación no son una norma, las leyes pueden variar. En ese sentido es necesario un continuo análisis y correcta conformación de data (de las leyes, solubilidades y caracterizaciones) para llevar una estadística y verificar cuántas muestras de mineral encajan en la clasificación geológica y cuántas no, todo esto con el fin de

hacer algunas correcciones a las estimaciones hechas en el estudio. Por lo tanto, la permanente comunicación y buena predisposición entre las áreas de geología, mina y planta son factores requeridos para el éxito de la operación.

- 15.** Este estudio tiene la función de brindar una base conceptual a los profesionales que estén dispuestos a asumir el reto del reproceso en Quicay, para que a partir de estos conocimientos se pueda sacar adelante el proyecto.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda efectuar en todo el proceso geometalúrgico al proyecto para obtener una reserva de mineral con una ley eficiente de gr Au/ton.
2. Se recomienda obtener las diferentes características geológicas y metalúrgicas del mineral para definir y entender con mayor claridad el por qué no hubo una buena recuperación en la época operativa.
3. Se debe tener una adecuada conciliación de los tonelajes, leyes y onzas por parte de las áreas de Geología, Mina y Planta, y responsable evaluación geometalurgia del mineral (Definiendo características geológicas y metalúrgicas). Para obtener una recuperación metalúrgica real del proceso.
4. Se recomienda que las leyes de los taladros Blast Hole tengan un rol importante para obtener un tonelaje de mineral y una cantidad de onzas de oro de acuerdo a lo estimado, porque en su momento no fueron evaluadas adecuadamente, también es importante reconocer las leyes de los taladros Blast Hole deben de ser representativas (porque la granulometría ROM muchas veces era de -20", lo cual hacía complicado el muestreo y cuarteado del mineral).
5. Recomiendo que las onzas físicas totales recuperadas y la estimación de onzas depositadas que son obtenidas en el Laboratorio Químico de los taladros Blast Hole que, si bien no fueron representativas, permitan realizar una adecuada recuperación. Que alcance una mayor recuperación y tenga que plantear un reproceso, analizando los factores que puedan brindar certeza al proyecto.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Bartlett, R.W. (1992) "Leaching and fluid recovery of minerals". Solution Mining, Cap. 5, pp. 88 – 107.
- Benner, B.R. y Roman, R.J. (1974) "Determination of the effective diffusivity of H⁺ ions in a copper ore". Transactions Society of Mining, AIME. Vol. 256, pp. 103 – 105.
- Canterford, J.H., Davey, P.T. y Tsambourakis, G. (1985) "Gangue mineral dissolution and jarosite formation in copper solution mining". Hydrometallurgy, Vol. 13. pp. 327-343.
- Canterford, J.H., Davey, P.T. y Tsambourakis, G. (1985) "The influence of ferric iron on the dissolution of copper from lump oxide ore". Hydrometallurgy, Vol. 15. pp. 93- 112.
- Levenspiel, O. (1962) "Ingeniería de las Reacciones Químicas", John Willey & Sons, pp. 393 – 409.
- Roman, R.J., Benner, B.R. Y Becker, G.W. (1974) "Diffusion model of heap leaching and its application to scale -up". Transaction Society of Mining, AIME. Vol. 256, pp. 247-256.
- Shafel J.L., White, M.L. y Caenepeel, C.L. (1979) "Application of the shrinking core model for copper oxide leaching". Min. Eng. Vol 32, pp. 165 – 171.
- KORDOSKY, G.A. Chemical Metallurgy, Vol. III, I. Wilkomirsky, M. Sánchez y C. Hecker (Eds.), Universidad de Concepción, Chile, 1994.
- Leahy, M. J., & Schwarz, M. P. (2009). Modeling jarosite precipitation in isothermal chalcopyrite bioleaching columns. Hydrometallurgy, 98, págs. 181-191.

Martínez Barrios, M. P. (2012). Calibración, validación y aplicación del modelo Heapsim para estimar la producción de cobre de Los Bronces y Collahuasi. Santiago de Chile: Tesis para optar al grado de Ingeniera Civil Química - Universidad de Chile. MathWorks Inc. (Version R2012a). Matlab product help.

McBride, D., Croft, T. N., Cross, M., Bennett, C., & Gebhardt, J. E. (2014). Optimization of a CFD - Heap leach model and sensitivity analysis of process operation.

Minerals Engineering, 57-64. Mellado, M. E., & Cisternas, L. A. (2008). An analytical–numerical method for solving a heap leaching problem of one or more solid reactants from porous pellets. Computers and Chemical Engineering 32, Págs. 2395–2402.

Ogbonna, N. (Marzo de 2006). Mathematical modelling of agglomerate scale phenomena in heap bioleaching. M.A.Sc. Thesis - University of Cape Town.

Ogbonna, N., Petersen, J., & Laurie, H. (Junio de 2006). An agglomerate scale model for the heap bioleaching of chalcocite. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, 106, págs. 433-442.

Padilla, G. A., Cisternas, L. A., & Cueto, J. Y. (2008). On the optimization of heap leaching. Minerals Engineering, 21, págs. 673-678.

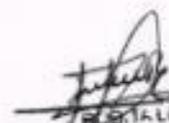
1. Corporación Minera Centauro – Unidad Quicay I Área de Geología – ore control
2. Corporación Minera Centauro – Unidad Quicay I Área de Metalurgia
3. Corporación Minera Centauro – Unidad Quicay I Área de laboratorio químico
4. Corporación Minera Centauro – Unidad Quicay I Área de Topografía

5. Glosario de minería. (2013). Glosarios. Obtenido de Estéril:
<https://glosarios.servidoralicante.com/mineria/esteril#:~:text=1.,para%20extraer%20el%20mineral%20%C3%BAtil>.
6. Ministerio de Energía y Minas. (2010). Reglamento de Seguridad en minería. El peruano
7. Ministerio de energía y minas. (2020). Ministerio de energía y minas.
Recuperado el 19 de Octubre de 2020, de Perú: Pais Minero:
<http://mineria.minem.gob.pe/institucional/peru-pais-minero/#:~:text=Destacados%20de%20la%20Industria%20Minera,de%20dep%C3%B3sitos%20minerales%20del%20mundo>.
8. <file:///C:/Users/Usuario/Downloads/134-726-1-PB.pdf>

ANEXOS

Anexo I.
Geología - Minas. Polígonos Totales.

Banco	Polígonos Totales		
	TM	Ley	Onzas
402			0
396	3,150	0.83	84
390	1,400	0.89	40
384	6,650	0.87	186
378	42,000	0.78	1,053
372	99,400	0.87	2,780
366	54,950	0.84	1,484
360	54,950	0.8	1,413
354	291,550	1.14	10,686
348	390,950	1.98	24,887
342	512,400	1.15	18,945
336	703,850	1.24	28,060
330	852,600	1.13	30,975
324	921,550	1.17	34,665
318	1,319,150	1.15	48,773
312	1,663,900	1.49	79,708
306	1,780,800	1.42	81,301
300	1,727,250	1.53	84,964
294	1,827,350	1.53	89,888
288	1,498,700	1.28	61,676
282	862,400	1.28	35,490
276	700,700	1.27	28,611
270	596,050	1.35	25,871
264	540,400	1.33	23,108
258	495,250	1.31	20,859
252	503,650	1.32	21,374
246	462,350	1.25	18,581
240	404,600	1.2	15,610
234	258,650	1	8,316
228	230,300	1.12	8,293
222	226,800	1.06	7,729
216	232,050	0.96	7,162
210	212,100	0.86	5,864
204	168,700	0.8	4,339
198	136,500	0.83	3,643
192	107,800	0.78	2,703
186	78,050	0.67	1,681
180	51,100	0.71	1,166
174	24,500	0.56	441
TOTAL	20,044,500	1.31	842,413


ROBERTA L.L.C.
JULCA CAYETANO
INGENIERA GEOLOGA
 Reg. CIP N° 118866

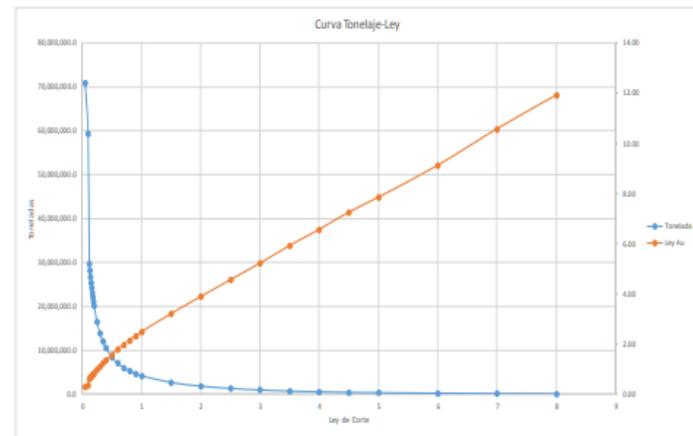
Anexo 2.

Conciliación de toneladas y leyes de taladros Blast Hole.

	Cut-off >=	0.05	0.1	0.12	0.13	0.14	0.15	0.16	0.17	0.18	0.19	0.2	0.25	0.3	0.35	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1	1.5	2	2.5	3	3.5	4	4.5	5	6	7	8
Agosto 2006	taladros	202791	169640	85053	80678	76575	72857	69355	66152	63204	60994	57786	47417	39855	34400	30202	24274	20297	17388	15173	13488	12030	7661	5271	3757	2762	2043	1579	1221	988	645	416	291
1 2011 BH	toneladas	70176890	58134000	29768500	28213700	26801200	25489950	24274200	23151200	22124400	21137900	20225100	16999950	13949250	12040000	10570700	8499900	7089900	6068300	5310500	4713800	4210500	2681350	1844850	1314950	966700	715050	526500	427350	349800	225750	145800	108850
	ley promedio	0.31311917	0.33687926	0.61876002	0.64886174	0.67455564	0.70181487	0.72989084	0.75726327	0.78467563	0.81269802	0.84094852	0.97079623	1.111487428	1.23789508	1.35790841	1.58172183	1.79154329	1.981076249	2.15775984	2.3243584	2.4892793	3.2549583	3.89102017	4.5620986	5.22244026	5.92513461	6.56916102	7.25768223	7.85918176	9.12781395	10.5807021	11.9258419
Enero-Diciembre 2005	taladros	19169	15740	14669	14177	13735	13291	12833	12389	11964	11552	11183	9599	8442	7533	6842	5804	5080	4500	4084	3701	3364	2288	1633	1208	895	673	504	407	321	193	110	64
	toneladas	6709150	5500000	5134150	4963950	4807250	4651850	4491550	4336150	4187400	4042000	3914050	3399500	2954700	2638500	2384700	2031400	1788000	1575000	1429400	1295300	1177900	800800	571500	423800	313250	235500	176400	142400	112350	67500	38500	22400
	ley promedio	0.67821011	0.80996753	0.86119307	0.88671984	0.91091598	0.93651707	0.96433289	0.99306255	1.02217635	1.05206037	1.08362613	1.221844098	1.35184268	1.47985598	1.58746156	1.791272904	1.988076994	2.189115578	2.38264626	2.4290127	3.2137365	3.80520686	4.35913353	4.92567933	5.48771174	6.15215106	6.98911153	8.00348705	9.19721818	10.4810313		
Julio-Diciembre 2004	taladros	9877	7177	6311	5955	5630	5311	5015	4786	4569	4321	4119	3329	2783	2367	2077	1740	1497	1326	1198	1086	979	652	464	352	257	181	140	106	89	51	40	27
	toneladas	3450950	2511950	220850	208420	1970500	1858850	1752250	1675000	1599150	1512500	1441650	1165150	974050	824950	709900	600000	523950	464100	419300	380000	342650	228200	162400	123200	89950	63350	49000	37300	31150	17650	14000	9450
	ley promedio	0.44688734	0.58727083	0.65283886	0.68442213	0.718177762	0.75406856	0.78584856	0.815408107	0.843698809	0.881790379	0.919757827	1.082557044	1.241411786	1.407225209	1.546726577	1.760995402	1.957781768	2.12678092	2.27543835	2.42091495	2.58293947	3.26364699	3.86115129	4.40385227	5.02779317	5.78496851	6.362954	7.07161604	7.5238236	9.0847647	9.7675325	10.9662518
Enero-Diciembre 2005	taladros	22602	15179	13008	12127	11210	10472	9768	9174	8598	8068	7624	5930	4784	4083	3556	2890	2474	2159	1913	1728	1579	1058	756	588	468	387	320	254	231	167	115	94
	toneladas	7910700	5312650	4552800	4344450	3925000	3665200	3419150	3239000	3009300	2823800	2684900	2075000	1674400	1415000	1246000	1011500	869000	755600	6699500	6048000	5526500	3703000	2646000	2058000	1638000	1354500	1120000	824000	608500	584500	402500	329000
	ley promedio	0.3997282	0.550811015	0.62451254	0.66083911	0.703904291	0.74333538	0.785709885	0.826201723	0.869667681	0.914680939	0.957842895	1.166420641	1.380420243	1.574231344	1.738831026	2.039332076	2.287641956	2.526899119	2.76664099	2.95999997	3.14974041	4.09341191	5.05986786	5.83997100	6.63253419	7.34825943	8.08968475	9.1885152	9.515974	11.0788204	13.1528896	14.4161915
ENERO- JUNIO 2004 X REVISAR	taladros	10780	8688	7937	7620	7341	7053	6802	6550	6308	6125	5926	5159	4590	4117	3763	3204	2762	2464	2222	2042	1883	1297	930	705	499	373	282	220	180	116	70	45
	toneladas	3770000	3048000	2779500	2667000	2569350	2468550	2380700	2292000	2207800	2147500	2041000	1805600	1606500	1440950	1317050	1211400	966700	858000	777700	714700	699350	463950	325500	246750	174650	130550	98700	77000	63000	40600	24500	15750
	ley promedio	0.676463015	0.821584289	0.888976151	0.920772287	0.952672565	0.985987796	1.014188965	1.048880504	1.082665912	1.107138888	1.137799966	1.273830645	1.307873486	1.521284266	1.62927379	1.835291884	2.041958834	2.21700705	2.37052039	2.50482532	2.63691905	3.26674803	3.87028905	4.38105142	5.06797194	5.69724865	6.3292227	6.92021818	7.4029944	8.51396552	9.81961429	11.13386
ENERO- JULIO 2005 X REVISAR	taladros	17691	12516	10950	10297	9651	9025	8585	8111	7680	7004	6800	5207	4120	3387	2745	1991	1555	1312	1117	1002	904	604	490	331	254	197	163	118	96	82	53	38
	toneladas	6218850	4380000	3832500	3603950	3377850	3193750	3004750	2838850	2688000	2524400	2380000	1832950	1442000	1174950	960750	696950	544250	456200	397950	350700	316400	214000	157500	115850	88000	68950	57050	41300	33600	28700	18500	13800
	ley promedio	0.332698077	0.444002407	0.487363982	0.510373739	0.535539385	0.558002668	0.583480066	0.607972334	0.632380211	0.651878345	0.689642441	0.828895665	0.979889709	0.979889709	1.297873443	1.621086744	1.922957299	2.159238252	2.37068271	2.5829986	2.76051836	3.52254001	4.13469556	4.82243807	5.45096985	6.10375763	6.58787217	7.46993177	8.13989858	8.57257317	9.72319862	10.63071025
TOTAL	taladros	282910	228940	179268	138954	124142	118201	112359	107162	103233	97664	93428	76671	64674	55807	49185	39903	33565	29089	25727	23027	20739	13560	9504	6941	5135	3854	2988	2336	1905	1254	804	559
	toneladas	99,018,500.0	80,129,000.0	48,274,800.0	45,798,900.0	43,449,700.0	41,338,150.0	39,325,650.0	37,506,700.0	35,813,050.0	34,182,400.0	32,699,800.0	26,834,850.0	22,600,900.0	19,552,450.0	17,214,750.0	13,966,050.0	11,747,750.0	10,181,150.0	9,004,450.0	8,059,450.0	7,258,650.0	4,746,000.0	3,326,400.0	1,797,250.0	1,348,900.0	1,045,800.0	817,600.0	666,750.0	438,900.0	281,400.0	195,650.0	
	ley promedio	0.364952075	0.433254007	0.652374468	0.681062346	0.710764736	0.738881557	0.769289662	0.799425409	0.829110170	0.859995517	0.880009562	1.086789754	1.306387915	1.306476490	1.442717337	1.675314132	1.989917691	2.085997448	2.25569399	2.42057737	2.58344377	3.30388651	3.97679116	4.62116976	5.28574962	5.97380088	6.61520054	7.28742436	7.86678496	9.19611906	10.5957653	11.97851001

31.10.1478

N° Taladros	CutOff	Tonelada	Ley Au	Oreas
282910	0.05	99,018,500.0	0.36	1,138,969.5
228940	0.1	80,129,000.0	0.43	1,116,154.4
179268	0.12	48,274,800.0	0.65	1,012,531.4
138954	0.13	45,798,900.0	0.68	1,032,843.1
124142	0.14	43,449,700.0	0.71	993,895.9
118201	0.15	41,338,150.0	0.74	981,274.9
112359	0.16	39,325,650.0	0.77	971,458.9
107162	0.17	37,506,700.0	0.80	964,021.8
103233	0.18	35,813,050.0	0.83	954,650.9
97664	0.19	34,182,400.0	0.86	942,121.8
93428	0.2	32,699,800.0	0.89	935,982.9
76671	0.25	26,834,850.0	1.04	894,501.2
64674	0.3	22,600,900.0	1.18	857,732.1
55807	0.35	19,552,450.0	1.31	830,444.8
49185	0.4	17,214,750.0	1.44	798,496.5
39903	0.5	13,966,050.0	1.68	752,347.8
33565	0.6	11,747,750.0	1.89	713,487.5
29089	0.7	10,181,150.0	2.08	681,036.2
25727	0.8	9,004,450.0	2.26	653,042.9
23027	0.9	8,059,450.0	2.42	627,213.6
20739	1	7,258,650.0	2.58	602,901.4
13560	1.5	4,746,000.0	3.30	504,131.6
9504	2	3,326,400.0	3.98	425,302.9
6941	2.5	2,420,350.0	4.62	360,938.4
5135	3	1,797,250.0	5.29	305,427.3
3854	3.5	1,348,900.0	5.97	258,986.0
2988	4	1,045,800.0	6.62	221,693.1
2336	4.5	817,600.0	7.29	191,580.5
1905	5	666,750.0	7.87	168,636.4
1254	6	438,900.0	9.12	138,086.6
804	7	281,400.0	10.40	95,862.2
559	8	195,650.0	11.88	75,348.5



Anexo 3.

Cálculo de toneladas y onzas extraídos del tajo Quicay según caracterización Geometalúrgica..

Reservas en el pad TM , entre usando 350 Tm por taladro (malla 5.15 x 5.15 mt)

N° Taladros	CutOff	Tonelada	Ley Au	Onzas
282910	0.05	99,018,500.0	0.36	1,158,969.5
228940	0.1	80,129,000.0	0.43	1,116,154.4
137928	0.12	48,274,800.0	0.65	1,012,531.4
130854	0.13	45,798,900.0	0.68	1,002,843.1
124142	0.14	43,449,700.0	0.71	992,895.9
118109	0.15	41,338,150.0	0.74	983,274.9
112359	0.16	39,325,650.0	0.77	973,458.9
107162	0.17	37,506,700.0	0.80	964,001.8
102323	0.18	35,813,050.0	0.83	954,650.9
97664	0.19	34,182,400.0	0.86	945,121.8
93428	0.2	32,699,800.0	0.89	935,982.9
76671	0.25	26,834,850.0	1.04	894,501.2
64574	0.3	22,600,900.0	1.18	857,712.1
55807	0.35	19,532,450.0	1.31	820,444.8
49185	0.4	17,214,750.0	1.44	798,496.5
39903	0.5	13,966,050.0	1.68	752,247.8
33565	0.6	11,747,750.0	1.89	713,487.5
29089	0.7	10,181,150.0	2.08	681,036.2
25727	0.8	9,004,450.0	2.26	653,012.9
23027	0.9	8,059,450.0	2.42	627,213.6
20739	1	7,258,650.0	2.58	602,901.4
13560	1.5	4,746,000.0	3.30	504,131.6
9504	2	3,326,400.0	3.98	425,302.9
6941	2.5	2,429,350.0	4.62	360,938.4
5135	3	1,797,250.0	5.29	305,427.3
3854	3.5	1,348,900.0	5.97	258,986.0
2988	4	1,045,800.0	6.62	222,559.1
2336	4.5	817,600.0	7.29	191,560.5
1905	5	666,750.0	7.87	168,636.4
1254	6	438,900.0	9.12	128,686.6
804	7	281,400.0	10.60	95,862.2
559	8	195,650.0	11.98	75,348.5

TONELAJE TOTAL PAD DE LIX: 19,532,450.0 tm 820,444.8 ONZAS

	CLASIFICACION GEOMETALURGICA	TONELAJE	LEY (gr/tm)	FINOS, Onz
DESMONTE	QZ. ALUNITA (ley 0.35-0.9)	11,473,000.0	0.52	193,231.2 onz
MINERAL	SILICE TRANSICIONAL (ley 0.9-1.5)	3,313,450.0	1.16	123,082.0 onz
MINERAL	SILICE MASIVA, BRECHAS (ley +1.5)	4,746,000.0	3.30	504,131.6 onz

RATIO D/M
1.42

Anexo 4.

Prueba metalúrgica mixto celda 220-221, PAD 4.

CONTROL DE PRUEBAS DE CIANURACION POR BOTELLA.

(ACTUALMENTE iniciado)

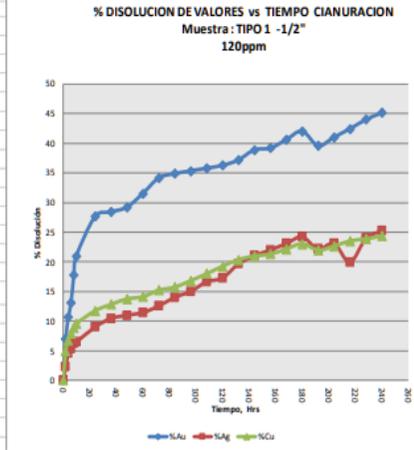
1.- Muestras Solidas MUESTRA MINERAL TOMADA DEL PAD 5 DE DIFERENTES PARTES DE LA CELDA 226 mineral silificado con presencia visual de pirritas menor al 20%, duro y de apariencia verduzca a plomiza

Nº	Muestra	Au gr/tn	Au Sol. ppm	Recup. %	Ag gr/tn	Cu gr/tn	Cu sol %	Fe %
1	P. COL. CABEZADESMONTE -1"	1985	1.326	67	33.90	0.06		
				55		600		

Prueba No = 4.1
 Nombre muestra = TIPO 1
 Granulometría = 100% -1/2"
 Fuerza de NaCN (ppm) = 120
 pH natural mineral = 7.22
 pH inicio prueba = 11.8
 Peso Muestra SECA = 2.5 Kg
 Relacion S/L = 1/2
 Volum Solución, ml = 5000
 volumen de solución muestra: 40 ml



Ensayo muestra cabeza				
Au	Ag	Cu	Fe	
gr/tn	gr/tn	%	%	
1.985	33.90	600		



Nº HORAS	% RECUPERACION		
	Au	Ag	Cu
240.0	47.9	22.6	18.8

RECUPERACION CALCULADA			
MIN. CHANCADO -1"			
Nº HORAS	% RECUPERACION		
	Au	Ag	Cu
240.0	45.1	25.3	24.3

23.423

Cabeza, mg				
Au	Ag	Cu	Fe	
4.963	84.75	1500		

FECHA	HORA	Fis/NaCN Operac 120	Extraccion, ml	NaCN (ppm)	PH	volumen actual	Adicion NaCN, g	Adicion Cal, g	Leyes, mg/lit				Extraccion par de valores, mg				Extracc acum, valores, mg				Valores total disueltos, acum, mg				Extraccion acum, %			
									Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe
10-Mar	0		0	100	11.6	0	0.60	0.8	0.074	0.348	11.652	0.002960	0.013920	0.466080	0.000000	0.002960	0.013920	0.466080	0.000000	0.370000	1.740000	58.260000	0.000000	7.5	2.1	3.9		
10-Mar	2		40	100	11.6	0	0.10	0.1	0.112	0.696	15.672	0.004480	0.027840	0.626880	0.000000	0.007440	0.041760	1.092960	0.000000	0.562960	3.493200	78.826080	0.000000	11.3	4.1	5.3		
10-Mar	4		40	100	11.75	0	0.10	0.1	0.137	0.798	17.966	0.005480	0.031920	0.718640	0.000000	0.012920	0.073880	1.811600	0.000000	0.692440	4.031760	90.922960	0.000000	14.0	4.8	6.1		
10-Mar	6		40	100	11.6	0	0.10	0.1	0.185	0.937	20.335	0.007400	0.037480	0.813400	0.000000	0.020320	0.111160	2.625000	0.000000	0.937920	4.758680	103.486600	0.000000	18.9	5.6	6.9		
10-Mar	8		40	100	11.7	0	0.10	0.3	0.217	0.958	21.634	0.008680	0.038320	0.865360	0.000000	0.029000	0.149480	3.490360	0.000000	1.105320	4.901160	110.795000	0.000000	22.3	5.8	7.4		
10-Mar	10		40	100	11.61	0	0.10	0.2	0.285	1.135	26.407	0.011400	0.053400	1.056280	0.000000	0.040400	0.202880	4.546640	0.000000	1.454000	6.824480	135.525360	0.000000	29.3	8.1	9.0		
11-Mar	36		40	100	11.54	0	0.10	0.1	0.291	1.543	28.675	0.011640	0.061720	1.147000	0.000000	0.052040	0.264600	5.693640	0.000000	1.495400	7.917880	147.921640	0.000000	30.1	9.3	9.9		
12-Mar	48		40	100	11.48	0	0.30	0.7	0.297	1.614	30.599	0.011880	0.064560	1.223960	0.000000	0.063920	0.329160	6.917600	0.000000	1.537040	8.334600	158.688640	0.000000	31.0	9.8	10.6		
12-Mar	60		40	100	11.55	0	0.30	0.1	0.319	1.668	31.223	0.012760	0.066720	1.248920	0.000000	0.076680	0.395880	8.166520	0.000000	1.658920	8.669160	163.032600	0.000000	33.4	10.2	10.9		
13-Mar	72		40	100	11.35	0	0.30	0.1	0.344	1.826	33.508	0.013760	0.073040	1.340320	0.000000	0.090440	0.468920	9.506840	0.000000	1.796680	9.525880	175.706520	0.000000	36.2	11.2	11.7		
13-Mar	84		40	100	11.33	0	0.20	0.0	0.349	2.031	34.428	0.013960	0.081240	1.377120	0.000000	0.104400	0.550160	10.883960	0.000000	1.835440	10.623920	181.646840	0.000000	37.0	12.5	12.1		
14-Mar	96		40	100	11.30	0	0.20	0.0	0.351	2.167	36.681	0.014040	0.086680	1.467240	0.000000	0.118440	0.636840	12.351200	0.000000	1.859400	11.385160	194.288960	0.000000	37.5	13.4	13.0		
14-Mar	108		40	100	11.35	0	0.20	0.1	0.353	2.194	39.094	0.014120	0.095760	1.563760	0.000000	0.132560	0.732600	13.914960	0.000000	1.883440	12.606840	207.821200	0.000000	38.0	14.9	13.9		
15-Mar	120		40	100	11.38	0	0.20	0.2	0.355	2.477	41.685	0.014200	0.099980	1.667400	0.000000	0.146760	0.831680	15.582360	0.000000	1.907560	13.117600	222.339960	0.000000	38.4	15.5	14.8		
15-Mar	132		40	100	11.38	0	0.20	0.2	0.362	2.814	43.914	0.014480	0.112560	1.756560	0.000000	0.161240	0.944240	17.338920	0.000000	1.956760	14.901680	235.152360	0.000000	39.4	17.6	15.7		
16-Mar	144		40	100	10.65	0	0.20	0.3	0.377	3.093	45.017	0.015080	0.120120	1.830980	0.000000	0.176320	1.064360	19.139600	0.000000	2.046240	15.959240	242.422920	0.000000	41.2	18.8	16.2		
16-Mar	156		40	100	10.55	0	0.20	0.0	0.377	3.125	45.415	0.015080	0.125000	1.816600	0.000000	0.191400	1.189360	20.956200	0.000000	2.061320	16.689360	246.214600	0.000000	41.5	19.7	16.4		
17-Mar	168		40	100	10.55	0	0.20	0.0	0.389	3.266	47.004	0.015560	0.130640	1.880160	0.000000	0.206960	1.320000	22.836360	0.000000	2.136400	17.519360	255.976200	0.000000	43.1	20.7	17.1		
17-Mar	180		40	100	10.5	0	0.20	0.0	0.401	3.409	48.703	0.016040	0.136360	1.948120	0.000000	0.223000	1.456360	24.784480	0.000000	2.211960	18.365000	266.351360	0.000000	44.6	21.7	17.8		
18-Mar	192		40	100	10.45	0	0.20	0.0	0.372	3.068	45.819	0.014880	0.122720	1.832760	0.000000	0.212880	1.579080	26.617240	0.000000	2.080000	16.796360	253.879840	0.000000	42.0	19.8	16.6		
18-Mar	204		40	100	10.5	0	0.20	0.0	0.384	3.188	47.036	0.015360	0.127520	1.881440	0.000000	0.253240	1.706600	28.498680	0.000000	2.157880	17.519080	261.797240	0.000000	43.5	20.7	17.5		
19-Mar	216		40	100	10.4	0	0.10	0.0	0.396	2.685	48.644	0.015840	0.107400	1.945760	0.000000	0.269800	1.814000	30.444440	0.000000	2.232400	15.131600	271.718800	0.000000	45.0	17.9	18.1		
19-Mar	228		40	100	10.7	0	0.1	0.0	0.409	3.272	49.083	0.016360	0.130880	1.963320	0.000000	0.285440	1.944880	32.407760	0.000000	2.314080	18.174000	275.859440	0.000000	46.6	21.4	18.4		
20-Mar	240		40	100	10.68	0	0.10	0.0	0.418	3.444	49.813	0.016720	0.137760	1.992520	0.000000	0.302160	2.082640	34.400280	0.000000	2.375440	19.164880	281.472760	0.000000	47.9	22.6	18.8		
LAVADO	20-Mar	252	40	100	10.62	0.000	0.0																					

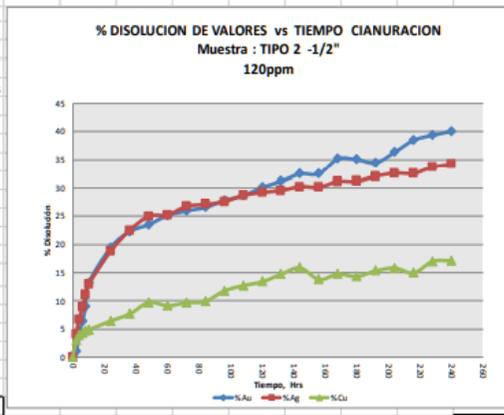
4.700 3.308

ORO SOLUBLE LIXIVIADO	Au	Ag	Cu	Au, mg	Ag, mg	Cu, mg	0.0000
	2.37544	19.16488	281.47276				
RIPIOS, GR/TN	1.156	22.652	350	2.8900	56.6300	875.0000	
LEY CAB. CALCULADA	2.106176	30.317952	462.589104	5.26544	75.79488	1156.47276	

CONSUMO REACTIVOS	
NACN	CAL
1.88	1.32

Anexo 5.
Prueba metalúrgica mixto celda 220-221, PAD 4

CONTROL DE PRUEBAS DE CIANURACION POR BOTELLA.										(ACTUALMENTE)																			
1.- Muestras Solidas										MUESTRA MINERAL TOMADA DEL PAD 5 DE DIFERENTES PARTES DE LA CELDA 245.																			
mineral en cual no es tan visible las piritas y si las hay es en menor cantidad que el tipo 1,										apariencia oxidaciones rojizas a claras.																			
Nº		Muestra		Au gr/tn	Au Sol. ppm	Recup. %	Ag gr/tn	Cu %	Cu sol %	Fe %																			
1		P. COL. CABEZADESMONTE -1"		0.936	0.748	80	8.35	0.01	100																				
Prueba No =		4.2																											
Nombre muestra =		TIPO 2																											
Granulometria =		100% -1/2"																											
Fuerza de NaCN (ppm) =		120																											
pH natural mineral =		7.22																											
pH Inicio prueba =		11.75																											
Peso Muestra =		2.5 Kg																											
Relacion S/L =		1/2																											
Volum Solución, ml =		5000																											
volumen de solución muestra		40 ml																											
																													
Ensaye muestra cabeza																													
Au gr/tn		Ag gr/tn		Cu %		Fe %																							
0.936		8.35		100																									
Leyes, mg/Lt																													
x muestreo										Cabeza, mg																			
Au		Ag		Cu		Fe		Au		Ag		Cu		Fe															
0.936		8.35		100				2.340		20.875		250																	
Extraccion parc de valores, mg										Extracc acum, valores, mg																			
Au Ag Cu Fe										Au Ag Cu Fe										Valores total disueltos, acum, mg									
Au Ag Cu Fe										Au Ag Cu Fe										Au Ag Cu Fe									
Au Ag Cu Fe										Au Ag Cu Fe										Au Ag Cu Fe									
FECHA	HORA	Fza NaCN Operac	Extraccion, ml	NaCN (ppm)	PH	volumen actual	Adiccion NaCN, g	Adiccion Cal, g	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe	OBSERVACION				
10-Mar	0	120	0	100	11.75	5	0.50	0.30	0.000200	0.005120	0.035840	0.000000	0.000200	0.005120	0.035840	0.000000	0.025000	0.640000	4.480000	0.000000	1.1	3.1	1.8						
10-Mar	2		40	100	11.55				0.000800	0.008320	0.046520	0.000000	0.001000	0.013440	0.082360	0.000000	0.100200	1.045120	5.850840	0.000000	4.3	5.0	2.3						
10-Mar	4		40	100	11.85				0.001240	0.011000	0.050800	0.000000	0.002240	0.024440	0.133160	0.000000	0.156000	1.388440	6.432360	0.000000	6.7	6.7	2.6						
10-Mar	6		40	100	11.55				0.001720	0.013560	0.055160	0.000000	0.003960	0.038000	0.188320	0.000000	0.217240	1.719440	7.028160	0.000000	9.3	8.2	2.8						
10-Mar	8		40	100	11.65				0.002520	0.015800	0.057240	0.000000	0.006480	0.053800	0.245560	0.000000	0.318960	2.013000	7.343320	0.000000	13.6	9.6	2.9						
10-Mar	10		40	100	11.55				0.003720	0.023000	0.075760	0.000000	0.010200	0.076800	0.321320	0.000000	0.471480	2.928800	9.715560	0.000000	20.1	14.0	3.9						
11-Mar	36		40	100	11.58				0.004240	0.027360	0.090160	0.000000	0.014440	0.104160	0.411480	0.000000	0.540200	3.496800	11.591320	0.000000	23.1	16.8	4.6						
12-Mar	48		40	100	11.5				0.004840	0.032400	0.113960	0.000000	0.018880	0.134400	0.325440	0.000000	0.699440	3.881160	14.656400	0.000000	24.3	18.6	5.9						
12-Mar	60		40	100	11.5				0.004720	0.030320	0.106120	0.000000	0.023600	0.164720	0.615160	0.000000	0.698880	3.924400	13.790440	0.000000	26.0	18.8	5.5						
13-Mar	72		40	100	11.4				0.004840	0.031960	0.111680	0.000000	0.028440	0.196680	0.743240	0.000000	0.629600	4.159720	14.591560	0.000000	26.9	19.9	5.8						
13-Mar	84		40	100	11.38				0.004820	0.032120	0.113880	0.000000	0.033360	0.228800	0.857120	0.000000	0.643440	4.211680	14.976240	0.000000	27.5	20.2	6.0						
14-Mar	96		40	100	11.36				0.005120	0.032440	0.115360	0.000000	0.038480	0.261240	0.992480	0.000000	0.673360	4.283800	17.777120	0.000000	28.8	20.5	7.1						
14-Mar	108		40	100	11.30				0.005240	0.033600	0.145480	0.000000	0.043720	0.294840	1.137960	0.000000	0.699480	4.461240	19.177480	0.000000	29.6	21.4	7.7						
15-Mar	120		40	60	11.35				0.005480	0.033960	0.152600	0.000000	0.049200	0.328800	1.295600	0.000000	0.728720	4.539840	20.212960	0.000000	31.1	21.7	8.1						
15-Mar	132		40	100	1.48				0.005640	0.034120	0.167600	0.000000	0.054840	0.362920	1.458160	0.000000	0.754200	4.593800	22.240560	0.000000	32.2	22.0	8.9						
16-Mar	144		40	100	10.60				0.005840	0.034680	0.179680	0.000000	0.060680	0.397600	1.637840	0.000000	0.784840	4.697920	23.918160	0.000000	33.5	22.5	9.6						
16-Mar	156		40	100	10.6				0.005800	0.034280	0.153240	0.000000	0.066480	0.431880	1.791080	0.000000	0.785680	4.682600	20.792840	0.000000	33.6	22.4	8.3						
17-Mar	168		40	100	10.5				0.006280	0.035240	0.163800	0.000000	0.072760	0.467120	1.954880	0.000000	0.851480	4.836880	22.266080	0.000000	36.4	23.2	8.9						
17-Mar	180		40	80	10.6				0.006200	0.035000	0.157400	0.000000	0.078960	0.502120	2.112280	0.000000	0.847760	4.842120	21.629880	0.000000	36.2	23.2	8.7						
18-Mar	192		40	80	10.5				0.006040	0.035800	0.168320	0.000000	0.085000	0.537920	2.280600	0.000000	0.833960	4.977120	23.152280	0.000000	35.6	23.8	9.3						
18-Mar	204		40	80	10.5				0.006360	0.036160	0.172800	0.000000	0.091360	0.574080	2.453400	0.000000	0.880000	5.057920	23.680600	0.000000	37.6	24.2	9.6						
19-Mar	216		40	60	10.8				0.006720	0.036840	0.161000	0.000000	0.098800	0.609920	2.614400	0.000000	0.931360	5.054880	22.578400	0.000000	39.8	24.2	9.0						
19-Mar	228		40	100	10.8				0.006940	0.036960	0.184400	0.000000	0.104720	0.646880	2.788000	0.000000	0.953380	5.229920	25.664400	0.000000	40.7	25.1	10.3						
20-Mar	240		40	100	10.55				0.006920	0.037320	0.184480	0.000000	0.111840	0.684200	2.983280	0.000000	0.969920	5.311880	25.858800	0.000000	41.4	25.4	10.3						
LAVADO	20-Mar	252	40	100	11.01																								
							3.530	2.31																					
										CONSUMO REACTIVOS																			
										ORO SOLUBLE LIXIVIADO																			
										Au Ag Cu Au, mg Ag, mg Cu, mg																			
										0.9692 5.31188 25.8588 0.00000																			
										RIPOS, GR/TN																			
										0.58 4.102 50 1.4500 10.2550 125.0000																			
										LEY CAB. CALCULADA																			
										0.968 6.227 60.344 2.420 15.567 150.899																			
										CONSUMO REACTIVOS																			
										NACN CAL																			
										1.412 0.92																			



MIN. CHANCADO -1"			
Nº HORAS	% RECUPERACION		
	Au	Ag	Cu
240.0	41.4	25.4	10.3

RECUPERACION CALCULADA			
Nº HORAS	% RECUPERACION		
	Au	Ag	Cu
240.0	40.1	34.1	17.1

Anexo 8.

Prueba metalúrgica mixto celda 220-221, PAD 4.

CONTROL DE PRUEBAS DE OBTENCIÓN EN COLUMNAS																										
Prueba No = 172																										
Nombre muestra = MIXTO CC220-221 PAD 5																										
Gravimetría = 10.76 -1"																										
Fluxo de NaOH (ppm) = 500																										
Pit = 10.5																										
Peso Muestra, Kgs = 67																										
Peso riego, Kgs = 64.896																										
Ratario = 10 UsalimA12 = 1/3																										
Diámetro columna, mts = 0.254																										
Diámetro columna, pulg = 10.0																										
Peso del riego =																										
										<table border="1"> <tr> <th colspan="2">ANÁLISIS REFIN COF 1"</th> </tr> <tr> <td>Au</td> <td>0.182</td> </tr> <tr> <td>Ag</td> <td>0.185</td> </tr> <tr> <td>Cu</td> <td>0.007</td> </tr> <tr> <td>Pta. %</td> <td>8.173</td> </tr> </table>					ANÁLISIS REFIN COF 1"		Au	0.182	Ag	0.185	Cu	0.007	Pta. %	8.173		
ANÁLISIS REFIN COF 1"																										
Au	0.182																									
Ag	0.185																									
Cu	0.007																									
Pta. %	8.173																									
										<table border="1"> <tr> <th colspan="2">REACTIVOS</th> </tr> <tr> <td>Consumo, g:</td> <td>NaOH 50.28</td> </tr> <tr> <td>Tonelaje:</td> <td>67.00</td> </tr> <tr> <td>Na:</td> <td>0.751</td> </tr> <tr> <td></td> <td>0.731</td> </tr> <tr> <td></td> <td>0.020</td> </tr> </table>					REACTIVOS		Consumo, g:	NaOH 50.28	Tonelaje:	67.00	Na:	0.751		0.731		0.020
REACTIVOS																										
Consumo, g:	NaOH 50.28																									
Tonelaje:	67.00																									
Na:	0.751																									
	0.731																									
	0.020																									
										<table border="1"> <tr> <th colspan="2">Contenido, mg</th> </tr> <tr> <td>Au</td> <td>11.81</td> </tr> <tr> <td>Ag</td> <td>12.036</td> </tr> <tr> <td>Cu</td> <td>4364.256</td> </tr> </table>					Contenido, mg		Au	11.81	Ag	12.036	Cu	4364.256				
Contenido, mg																										
Au	11.81																									
Ag	12.036																									
Cu	4364.256																									
										<table border="1"> <tr> <th colspan="2">% Recuperación</th> </tr> <tr> <td>Au</td> <td>100</td> </tr> <tr> <td>Ag</td> <td>100</td> </tr> <tr> <td>Cu</td> <td>100</td> </tr> </table>					% Recuperación		Au	100	Ag	100	Cu	100				
% Recuperación																										
Au	100																									
Ag	100																									
Cu	100																									
										<table border="1"> <tr> <th colspan="2">Contenido, mg</th> </tr> <tr> <td>Au</td> <td>11.81</td> </tr> <tr> <td>Ag</td> <td>12.036</td> </tr> <tr> <td>Cu</td> <td>4364.256</td> </tr> </table>					Contenido, mg		Au	11.81	Ag	12.036	Cu	4364.256				
Contenido, mg																										
Au	11.81																									
Ag	12.036																									
Cu	4364.256																									
										<table border="1"> <tr> <th colspan="2">Contenido, mg</th> </tr> <tr> <td>Au</td> <td>11.81</td> </tr> <tr> <td>Ag</td> <td>12.036</td> </tr> <tr> <td>Cu</td> <td>4364.256</td> </tr> </table>					Contenido, mg		Au	11.81	Ag	12.036	Cu	4364.256				
Contenido, mg																										
Au	11.81																									
Ag	12.036																									
Cu	4364.256																									

OBS	FICHA	HORA ACUBA	Fuente NaOH	Estracc, Us	NaOH (ppm)	NaOH g	NaOH Gal	pH	g/TM (PPM)			Central, Cal. mg			% DE DISOLUCIÓN			OBSERVACIONES	COLUMNA 1"	% Extracción			
									Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu						
18	500	5.4	300	1.08	5	10.95	0.118	0.094	1.209	0.637	0.508	6.853	0.637	0.508	6.853	2.75	1.91	0.15	0.75	18	2.8	1.9	0.2
22		4.5	140	1.62		10.23	0.239	0.176	2.857	1.076	0.792	12.857	1.713	1.303	19.799	7.39	4.88	0.44	0.92	22	7.4	4.9	0.4
26		3.0	140	1.08		10.38	0.171	0.127	1.361	0.513	0.381	4.003	2.226	1.681	23.792	0.61	0.41	0.53	1.00	26	9.6	6.3	0.5
30		3.0	140	1.08		10.40	0.199	0.152	1.424	0.597	0.456	4.272	2.823	2.137	28.064	1.210	0.82	0.63	1.25	30	12.2	8.0	0.6
34		2.0	140	0.72		10.52	0.173	0.129	1.761	0.346	0.278	3.522	3.169	2.415	31.586	1.668	0.97	0.71	1.42	34	13.7	9.1	0.7
38		2.7	280	0.94		10.52	0.165	0.131	1.438	0.446	0.354	3.822	3.614	2.768	35.388	1.560	1.040	0.79	1.58	38	15.6	10.4	0.8
42		2.2	280	0.484		10.52	0.133	0.1	0.968	0.293	0.220	2.130	3.907	2.988	37.517	1.687	1.122	0.84	1.75	42	16.9	11.2	0.8
46		2.3	140	0.828		10.50	0.172	0.15	3.541	0.396	0.345	8.144	4.302	3.333	45.662	1.858	1.252	1.02	1.92	46	18.6	12.5	1.0
50		2.0	240	0.52		10.51	0.135	0.118	1.187	0.310	0.236	2.334	4.612	3.569	47.996	1.931	1.341	1.08	2.08	50	19.9	13.4	1.1
54		2.5	240	0.65		10.60	0.172	0.096	0.517	0.430	0.165	1.203	5.042	3.734	49.289	2.177	1.403	1.11	2.25	54	21.8	14.0	1.1
58		2.0	240	0.52		10.51	0.068	0.067	0.495	0.136	0.134	0.990	5.178	3.868	50.278	22.36	14.53	1.13	2.42	58	22.4	14.5	1.1
62		1.8	280	0.396		10.30	0.8	0.105	0.591	1.620	0.185	1.064	6.788	4.054	51.342	29.35	15.22	1.15	2.58	62	29.4	15.2	1.2
66		2.0	280	0.44		10.36	0.095	0.088	0.691	0.190	0.176	1.382	6.988	4.283	52.724	30.17	15.89	1.18	2.75	66	30.2	15.9	1.2
70	100 PPM	2.5	280	0.05		10.47	0.098	0.067	0.7	0.245	0.218	1.750	7.233	4.447	54.474	31.23	16.70	1.22	2.92	70	31.2	16.7	1.2
74		2.5	280	0.05		10.24	0.083	0.077	0.681	0.208	0.193	1.703	7.441	4.640	56.176	32.13	17.43	1.20	3.08	74	32.1	17.4	1.3
78		2.0	100	0.4		10.20	0.075	0.068	0.521	0.150	0.136	1.042	7.591	4.776	57.218	32.77	17.84	1.28	3.25	78	32.8	17.9	1.3
82		2.2	100	0.44		10.36	0.059	0.059	0.384	0.130	0.130	0.845	7.721	4.906	58.063	33.33	18.42	1.30	3.42	82	33.3	18.4	1.3
86		2.0	80	0.04		10.40	0.058	0.054	0.495	0.116	0.128	0.930	7.837	5.034	58.993	33.83	18.90	1.32	3.58	86	33.8	18.9	1.3
90		2.0	80	0.04		10.40	0.055	0.054	0.381	0.110	0.108	0.762	7.947	5.142	59.795	34.31	19.31	1.34	3.75	90	34.3	19.3	1.3
94		2.0	80	0.04		10.40	0.051	0.052	0.372	0.102	0.104	0.744	8.049	5.246	60.499	34.75	19.70	1.36	3.92	94	34.8	19.7	1.4
98		2.2	80	0.044		10.80	0.044	0.049	0.355	0.097	0.108	0.781	8.146	5.353	61.280	35.17	20.11	1.38	4.08	98	35.2	20.1	1.4
102		2.0	60	0.08		10.13	0.041	0.047	0.339	0.082	0.094	0.618	8.228	5.447	61.898	35.52	20.46	1.39	4.25	102	35.5	20.5	1.4
106		2.0	60	0.08	5	10.07	0.036	0.041	0.278	0.072	0.082	0.556	8.300	5.529	62.454	35.83	20.77	1.40	4.42	106	35.8	20.8	1.4
110		2.0	60	0.08	5	10.01	0.029	0.038	0.279	0.058	0.076	0.558	8.358	5.605	63.012	36.08	21.05	1.41	4.58	110	36.1	21.1	1.4
114		2.0	60	0.08	5	9.92	0.029	0.036	0.244	0.058	0.072	0.488	8.416	5.677	63.500	36.33	21.32	1.43	4.75	114	36.3	21.3	1.4
118		3.4	60	0.136	5	9.84	0.027	0.044	0.266	0.052	0.150	0.904	8.507	5.827	64.495	36.73	21.88	1.45	4.96	118	36.7	21.9	1.4
124		4.5	40	0.27	5	9.81	0.034	0.04	0.251	0.153	0.180	1.130	8.600	6.007	65.534	37.39	22.56	1.47	5.18	124	37.4	22.6	1.5
146		9.0	80	0.18	5	10.20	0.016	0.018	0.108	0.148	0.162	0.972	8.804	6.169	66.526	38.01	23.17	1.49	5.38	146	38.0	23.2	1.5
158		9.0	80	0.18		10.56	0.017	0.02	0.256	0.153	0.180	1.204	8.957	6.349	68.810	38.67	23.84	1.54	5.58	158	38.7	23.8	1.5
170		9.0	80	0.18		10.55	0.016	0.019	0.177	0.144	0.171	1.143	9.101	6.520	69.953	39.29	24.49	1.57	5.78	170	39.3	24.5	1.6
182		5.8	80	0.116		10.30	0.018	0.025	0.143	0.104	0.133	0.829	9.206	6.653	70.783	39.75	24.99	1.59	5.98	182	39.7	25.0	1.6
194		6.0	60	0.24	5	10.11	0.017	0.025	0.21	0.102	0.130	1.200	9.306	6.835	72.043	40.19	25.55	1.62	6.08	194	40.2	25.6	1.6
206	500 PPM	5.0	60	0.2		11.47	0.016	0.022	0.125	0.080	0.110	0.625	9.388	6.913	72.668	40.53	25.96	1.63	6.28	206	40.5	26.0	1.6
214		6.0	140	2.16		10.7	0.014	0.019	0.125	0.084	0.114	0.750	9.472	7.027	73.418	40.89	26.39	1.65	6.32	214	40.9	26.4	1.6
220		2.0	140	0.72		10.42	0.014	0.014	0.137	0.028	0.048	0.274	9.500	7.075	73.692	41.01	26.57	1.65	6.37	220	41.0	26.6	1.7
232		6.8	140	2.488		10.42	0.017	0.021	0.122	0.116	0.143	0.830	9.615	7.218	74.521	41.51	27.11	1.67	6.47	232	41.5	27.1	1.7
244		5.8	220	1.624		10.3	0.018	0.02	0.201	0.104	0.124	1.166	9.720	7.393	75.687	41.96	27.76	1.70	6.57	244	42.0	27.8	1.7
256		6.5	220	1.82		10.4	0.019	0.022	0.221	0.124	0.148	1.437	9.843	7.600	77.123	42.50	28.54	1.73	6.67	256	42.5	28.5	1.7
268		6.8	240	1.768		10.35	0.021	0.025	0.245	0.156	0.178	1.666	10.000	7.818	78.789	43.17	29.36	1.75	6.77	268	43.2	29.4	1.8
280		6.5	200	1.95		10.39	0.027	0.035	0.238	0.176	0.200	1.352	10.175	8.110	80.141	43.93	30.46	1.80	6.87	280	43.9	30.5	1.8
292		5.8	200	1.74		10.38	0.024	0.025	0.080	0.139	0.203	0.516	10.314	8.313	80.658	44.53	31.22	1.81	6.97	292	44.5	31.2	1.8
316		5.2	180	1.664		10.8	0.025	0.048	0.234	0.130	0.255	1.217	10.444	8.568	81.874	45.09	32.18	1.84	7.07	316	45.1	32.2	1.8
328		6.5	160	2.21		10.4	0.021	0.048	0.155	0.137	0.312	1.008	10.581	8.800	82.882	45.68	33.35	1.86	7.17	328	45.7	33.4	1.9
340		6.8	160	2.312	5	9.98	0.019	0.025	0.073	0.129	0.156	0.486	10.710	9.036									

Anexo 11
Equipos existentes necesarios para la lixiviación de los Ripios.

EQUIPOS EN PLANTA		
EQUIPOS	POTENCIA	
LIXIVIACION	HP	KW
Bomba de Turbina Vertical Flow Serve	200,0	148,7
Bomba de Turbina Vertical Flow Serve	125,0	92,9
Bomba de Turbina Vertical Flow Serve	300,0	223,0
Bomba Horizontal Hidrostal	150,0	111,5
Bomba Sumergible Grindex	22,0	12,0
Bomba Peristaltica		0,0
Bomba Peristaltica		0,0
Flujometro N ro, 4, 5, 6 y 7		2,4
Tanque Acondicionador de Cianuro de Sodio de 1,90 x 2,20 mt,	5,0	3,7
ADSORCION		
Bomba de Turbina Vertical Flow Serve Circuito N ro, 1	50,0	37,2
Bomba Sumergible Tsurumi Circuito N ro, 2	60,0	44,6
Bomba Sumergible Flygt Circuito N ro, 3	57,0	42,4
Bomba Horizontal (trasvase de carbon) Sterling Nowa	30,0	22,3
Flujometro N ro, 1, 2 y 3		1,8
DESORCIÓN Y ELCTRODEPOSICION		
Quemador Diesel Carlin	0,3	0,2
Bomba Horizontal Hidrostal	4,0	3,0
Rectificador de Corriente	9,8	7,3
Flujometro N ro, 8 y 9		1,2
Campana Extractora N ro, 1	5,0	3,7
Campana Extractora N ro, 2	5,0	3,7
FUNDICION		
Extractor de Gases - Horno de Fundicion	7,4	5,5
Extractor de Gases - Ataque Quimico	7,4	5,5
Compresora de Aire	5,0	3,7
Quemador Diesel Carlin	0,3	0,2
Balanza Electronica Mettler Toledo	3,1	2,3
REACTIVACION TERMICA		
Horno Vertical de Reactivacion Termica Minfur		67,0
Vibrador de Descarga		0,6
Extractor - Presecador		0,6
Zaranda Vibratoria 2' x 4'	1,0	0,7
Bomba Horizontal Hidrostal	11,5	8,6
PLANTA DE DETOXIFICACION DE SOLUCIONES CIANURADAS		
Agitador de 0,94 mt x 1,5 mt. (Preparacion de Hipoclorito de Calcio) 2 Unid,	8	11,9
Agitador de 1,88 mt x 2,2 mt. (Tanques de Oxidacion) 2 Unid,	10	7,4
OTROS		
Maquina de Soldar	0,7	1,0
Alumbrado de Planta	1,3	1,9
TOTAL DE ENERGIA	1078,8	878,8

*Anexo 12.
Leyes mayores a 0.2 GR/TON con sus respectivas solubilidades.*

SEPTIEMBRE DEL 2016				
No	PAD	Au (gr/ton)	Au Sol. (ppm)	Recup. (%)
1	A.S. 234 03	0.540	0.466	86
2	A.S. 234 03	0.292	0.280	96
3	A.S. 234 03	0.183	0.133	73
4	A.E. 288 01	0.221	0.189	86
5	A.E. 288 01	0.262	0.221	84
6	A.E. 288 01	0.199	0.155	78
7	A.E. 288 01	0.220	0.189	86
8	A.E. 288 01	0.057	0.023	40
9	A.E. 288 01	0.113	0.060	53
10	A.E. 288 01	0.050	0.032	64
11	A.E. 288 01	0.100	0.072	72
12	A.E. 288 01	0.061	0.038	62
13	A.E. 288 01	0.067	0.037	55
14	A.E. 288 01	0.147	0.088	60
15	A.E. 288 01	0.195	0.135	69
16	A.E. 288 01	0.193	0.145	75
17	A.E. 288 01	0.164	0.111	68
18	A.E. 288 01	4.084	3.557	87
19	A.E. 288 01	4.209	3.750	89
20	A.E. 288 01	0.037	0.021	57
21	A.E. 288 01	0.042	0.018	43
22	MUESTRA ESPECIAL	0.058	0.022	38
23	MUESTRA ESPECIAL	0.035	0.015	43
24	MUESTRA ESPECIAL	0.247	0.179	72
25	VT-257	0.156	0.102	65
26	VT-258	0.052	0.021	41

*Anexo 13.
Leyes mayores a 0.4 GR/TON con 35-50% de oro soluble.*

Leyes mayores a 0.4 gr/ton y 35% a 50% de oro soluble					
No	PAD	Au (gr/ton)	Au Sol. (ppm)	Recup. (%)	
1	P5 B7AC 249	0.413	0.196	47	FEBRERO DEL 2017
2	P5 - B6B C 230	0.426	0.196	46	
3	P5 - B5B C 210	0.652	0.306	47	
4	P5 B5A C219	0.508	0.223	44	
5	P5-B6A-C244	0.42	0.21	50	
6	P5 B6A C245 P5	0.434	0.212	49	
7	P5 B6B C213 P6	0.737	0.35	48	
8	P5 B6B C213 P6	1.314	0.6	46	
9	P5 B6B C245 P10	0.449	0.188	42	MARZO DEL 2017

Anexo 14.
Leyes mayores a 0.4 GR/TON con 50-65% oro soluble.

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con 50% a 65% de oro soluble								
No	PAD	N° Muestra	AU gr/ton	Au Sol. ppm	Recup. %	Ag ppm	Cu ppm	
1	P5-B5-C343-CONO-1	M1G-SULF.	1.372	0.890	65	7.45	557	ABRIL DEL 2017
2	P5-B5-C343-CONO-1	M2G-SULF.	0.785	0.426	54	6.15	391	
3	P5-B5-C343-CONO-2	M2G-SULF.	0.404	0.260	64	8.50	306	
4	P5-B5-C343-CONO-4	M2G-SULF.	0.946	0.494	52	8.75	1083	
5	P5-B5-C343-CONO-5	M1G-SULF.	0.563	0.344	61	6.15	207	
6	P4B7C354CALICATA1	M1	0.480	0.270	56	3.80	683	
7	P4B7C354CALICATA1	M2	0.428	0.236	55	5.60	164	
8	P3-B10-C327-CONO2	M1G	1.223	0.779	64	N.A	N.A	
9	P3-B10-C327-CONO8	M1G	0.615	0.331	54	N.A	N.A	
10	P3-B10-C304-CONO9	M1G	0.991	0.598	60	N.A	N.A	
11	P5-B6-C343-CONO1A	M1G-SULF	0.627	0.402	64	N.A	N.A	
12	P4 B7 C354 ESP. 1	M1	0.666	0.380	57	1.90	172	
13	P4 B7 C354 ESP. 1	M2	0.454	0.260	57	2.25	71	
14	P4-B7-C354-CONO6	M1	0.754	0.448	59	1.40	69	
15	P-M4 SILICE	P-M4	0.831	0.490	59	38.90	89	SEPTIEMBRE DEL 2017
16	P5	M-6	0.438	0.286	65	2.50	90	
17	P4	M-9	1.658	1.076	65	11.90	70	
18	MUESTRA C 221 CHANCADO MALLA -10	B	0.476	0.320	67	2.80	57	OCTUBRE DEL 2017

*Anexo 15.
Leyes menores a 0.4 GR/TON con 35-50% solubilidad.*

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con 35% a 50% de oro soluble							
No	PAD	Au gr/ton	Au Sol. ppm	Recup. %	Ag ppm	Cu ppm	
1	AD 5 B6 OC (+2"-4"	0.079	0.038	48	0.30	<0.005	FEBRERO 2018
2	AD 5 B6 OC (+2"-4"	0.103	0.051	50	0.60	<0.005	
3	CELDA 231	0.055	0.020	36	0.60	<0.005	
4	CELDA 230	0.088	0.042	48	0.70	<0.005	
5	CELDA 230	0.116	0.058	50	0.60	<0.005	
6	AD 5 B6 OC (+2"-4"	0.055	0.020	36	0.60	<0.005	MARZO 2018
7	AD 5 B6 OC (+2"-4"	0.088	0.042	48	0.70	<0.005	
8	AD 5 B6 OC (+2"-4"	0.116	0.058	50	0.60	<0.005	
9	PAD 5 B6 (+2"-4")	0.198	0.099	50	N.A	N.A	
10	CELDA 231	0.079	0.038	48	0.30	<0.005	
11	CELDA 231	0.103	0.051	50	0.06	<0.005	
12	CELDA 230	0.198	0.099	50	N.A	N.A	
13	ELDA 231(1Minuto	0.091	0.034	38	N.A	N.A	
14	ELDA 231(1Minuto	0.113	0.046	41	N.A	N.A	
15	CELDA 233	0.161	0.075	46	N.A	N.A	
16	LDA 48 TALUD (>4	0.094	0.044	47	N.A	N.A	
17	LDA 101TALUD (>4	0.120	0.059	49	N.A	N.A	
18	CELDA 48 TALUD	0.081	0.035	43	N.A	N.A	

Anexo 16.
Leyes menores a 0.4 GR/TON con 50-65% solubilidad.

Leyes mayores a 0.4 gr/ton con 50% a 65% de oro soluble						
No	PAD	Au gr/ton	Au Sol. ppm	Recup. %	Ag ppm	Cu ppm
1	CELDA 231	0.089	0.046	52	0.55	<0.005
2	CELDA 231	0.047	0.024	51	0.45	<0.005
3	CELDA 231	0.068	0.038	56	0.60	<0.005
4	CELDA 231	0.150	0.089	59	0.55	<0.005
5	CELDA 231	0.128	0.080	63	0.40	<0.005
6	CELDA 231	0.160	0.094	59	0.45	<0.005
7	CELDA 233	0.159	0.083	52	0.70	<0.005
8	CELDA 233	0.159	0.092	58	0.95	<0.005
9	CELDA 233	0.100	0.053	53	1.05	<0.005
10	CELDA 233	0.194	0.120	62	1.15	0
11	CELDA 231	0.161	0.091	57	0.60	<0.005
12	CELDA 231	0.065	0.035	54	0.35	<0.005
13	CELDA 230	0.133	0.074	56	0.80	<0.005
14	CELDA 230	0.193	0.102	53	0.60	<0.005
15	CELDA 230	0.116	0.058	50	0.60	<0.005
16	CELDA 230	0.143	0.083	58	0.90	<0.005
17	CELDA 226	0.180	0.114	63	1.50	<0.005
18	CELDA 233	0.207	0.125	60	0.55	<0.005
19	CELDA 233	0.152	0.077	51	1.00	<0.005
20	CELDA 231	0.137	0.085	62	1.55	<0.005
21	CELDA 231	0.174	0.099	57	N.A	N.A
22	CELDA 231	0.142	0.075	53	N.A	N.A
23	CELDA 231	0.238	0.128	54	N.A	N.A
24	CELDA 231	0.186	0.107	58	N.A	N.A
25	CELDA 230	0.198	0.099	50	N.A	N.A
26	CELDA 230	0.118	0.061	52	N.A	N.A
27	CELDA 230	0.202	0.115	57	N.A	N.A
28	CELDA 230	0.143	0.075	52	N.A	N.A
29	CELDA 226	0.192	0.103	54	N.A	N.A
30	CELDA 233 A	0.134	0.077	57	N.A	N.A
31	CELDA 233	0.238	0.150	63	N.A	N.A
32	CELDA 233	0.125	0.066	53	N.A	N.A
33	CELDA 233 (5 Minuto)	0.159	0.095	60	N.A	N.A
34	CELDA 231 (5 Minuto)	0.189	0.113	60	N.A	N.A
35	CELDA 230 C.H. Conio	0.220	0.135	61	N.A	N.A
36	CELDA 226 (3 Minuto)	0.260	0.160	62	N.A	N.A
37	CELDA 226 (1 Minuto)	0.167	0.104	62	N.A	N.A
38	CELDA 226	0.135	0.085	63	N.A	N.A
39	CELDA 226	0.177	0.105	59	N.A	N.A
40	CELDA 233	0.101	0.051	51	N.A	N.A
41	CELDA 233	0.151	0.086	57	N.A	N.A
42	CELDA 233	0.167	0.092	55	N.A	N.A
43	CELDA 231	0.129	0.067	52	N.A	N.A
44	CELDA 231	0.132	0.067	51	N.A	N.A
45	CELDA 230	0.149	0.090	60	N.A	N.A
46	CELDA 230	0.160	0.085	53	N.A	N.A
47	CELDA 230	0.205	0.127	62	N.A	N.A
48	CELDA 58	0.149	0.090	61	N.A	N.A
49	CELDA 58	0.133	0.079	60	N.A	N.A
50	CELDA 58	0.138	0.082	60	N.A	N.A
51	CELDA 58	0.149	0.087	58	N.A	N.A
52	CELDA 58	0.186	0.115	62	N.A	N.A
53	CELDA 48	0.130	0.066	51	N.A	N.A
54	CELDA 48	0.072	0.038	53	N.A	N.A
55	CELDA 58 (-4')	0.075	0.039	52	N.A	N.A
56	CELDA 58 (-4')	0.114	0.068	60	N.A	N.A
57	CELDA 58	0.125	0.075	60	N.A	N.A
58	CELDA 58	0.153	0.095	62	N.A	N.A
59	CELDA 343	0.252	0.145	58	N.A	N.A
60	CELDA 343	0.162	0.088	54	N.A	N.A
61	CELDA 343	0.396	0.238	60	N.A	N.A
62	CELDA 343	0.142	0.081	57	N.A	N.A
63	CELDA 343	0.132	0.068	52	N.A	N.A
64	CELDA 343	0.203	0.128	63	N.A	N.A
65	CELDA 347	0.148	0.083	56	N.A	N.A
66	CELDA 347	0.124	0.065	52	N.A	N.A
67	CELDA 347 (+2' -4')	0.162	0.096	59	N.A	N.A
68	CELDA 347 (+2' -4')	0.126	0.067	53	N.A	N.A
69	CELDA 347 (+2' -4')	0.178	0.106	60	N.A	N.A

Anexo 17.
Leyes mayores a 0.4 GR/TON con solubilidades mayores a 65%.

No	PAD	Au gr/Tm	Au Sol. ppm	Recup. %	
1	A.S. 234 03	0.540	0.466	86	SEPTIEMBRE DEL 2016
2	A.E. 288 01	4.084	3.557	87	
3	A.E. 288 01	4.209	3.750	89	
No	PAD	Au gr/Tm	Au Sol. ppm	Recup. %	
1	P-5 B7B C - 249	0.521	0.456	88	FEBRERO DEL 2017
2	P-5 B7B C - 249	0.521	0.383	74	
3	P-5 B7B C - 249	1.216	1.040	86	
4	P5 B7B C 249	0.796	0.516	65	
5	P5 B7B C 249	0.672	0.461	69	
6	P5 B7B C 249	0.539	0.495	92	
7	P5 B7B C 249	0.664	0.510	77	
8	P5 B7B C 249	0.468	0.375	80	
9	P5 B7B C 249	0.490	0.421	86	
10	P5 B7B C 249	0.494	0.418	85	
11	P5 - B7A C 249	0.733	0.623	85	
12	P5 - B7A C 249	0.522	0.451	86	
13	P5 - B6A C 231	0.609	0.528	87	
14	P5 - B6A C 231	0.500	0.426	85	
15	P5 - B6B C 231	0.594	0.516	87	
16	P5 - B6B C 230	0.966	0.760	79	
17	P5 - B6B C 230	0.487	0.416	85	
18	P5 - B5B C 218	0.432	0.337	78	
19	P5 B5B C210	1.606	1.298	81	
20	P5 B5B C 218	0.573	0.525	92	
21	P5 B5B C 218	0.558	0.489	88	
22	P5 B3B C190	0.632	0.526	83	
23	P5 B3B C190	0.444	0.410	92	
24	P5 B3B C205	0.425	0.395	93	
25	P5 B3B C205	0.400	0.365	91	
26	P5 B2A C194	0.874	0.672	77	
27	P5 B6A C244	0.428	0.375	88	
28	P5 B6A 231	0.668	0.609	91	
29	P5 B6A 230	0.738	0.689	93	
30	P5 B6A 226	0.761	0.536	70	
31	P5 B7A OVER	0.460	0.338	74	
32	P5-B6A-C233	0.526	0.382	73	
33	P5-B6B-C233-P1	0.581	0.507	87	
34	P5-B6B-C233-P1	0.524	0.363	69	
35	P5-B6B-C233-P1	1.496	1.278	85	
36	P5-B6B-C233-P1	0.424	0.390	92	
37	P5-B6B-C233-P1	0.541	0.488	90	
38	P5-B6A-C233	0.526	0.414	79	
39	P5-B2B-C176	0.441	0.349	79	
40	P5 B6A C233 P1	0.428	0.302	71	
41	P5 B6A C233 P1	0.688	0.489	71	

42	P5 B6A C233 P1	2.152	1.451	67
43	P5 B1A C184 P1	0.417	0.322	77
44	P5 B1A C184 P1	0.465	0.430	92
45	P5 B6A C233 P3	0.412	0.360	87
46	P5 B6A C231 P4	0.527	0.409	78
47	P5 B6A C231 P4	1.050	0.683	65
48	P5 B6A C231 P4	0.980	0.638	65
49	P5 B6A C233 P3	2.800	2.524	90
50	P5 B6A C233 P3	0.421	0.390	93
51	P5 B6A C226 P4	0.488	0.365	75
52	P5 B6A C233 P3	0.696	0.650	93
53	P5 B6A C233 P4	0.512	0.387	76
54	P5 B6A C233 P4	0.563	0.498	88
55	P5 B6B C233 P1	0.847	0.725	86
56	P5 B6A C233 P3	0.474	0.432	91
57	P5 B6A C233 P4	0.602	0.424	70
58	P5 B6A C233 P4	0.523	0.416	80
59	P5 B6A C233 P4	0.752	0.570	76
60	P5 B6B C244 P4	0.879	0.719	82
61	P1 B8A C101 P2	0.545	0.433	79
62	P5 B6B C231 P4	0.582	0.451	77
63	P5 B6B C231 P4	0.968	0.657	68
64	P5 B6B C231 P4	0.429	0.390	91
65	P1 B6A C58	0.785	0.616	78
66	P1 B6A C58	0.696	0.558	80
67	P1 B6A C58	0.986	0.697	71
68	P1 B6A C58	0.432	0.310	72
69	P1 B6A C58	0.629	0.580	92
70	P5 B6A C233 P5	0.433	0.348	80
71	P5 B6A C233 P5	0.457	0.335	73
72	P5 B6A C233 P5	0.594	0.481	81
73	P5 B6A C233 P5	0.407	0.322	79
74	P5 B6A C233 P5	0.500	0.356	71
75	P5 B6B C245 P6	0.411	0.360	88
76	P5 B6B C233 P2	0.676	0.601	89
77	P5 B6B C231 P6	0.668	0.601	90
78	P5 B6B C231 P6	0.468	0.362	77
79	P5 B6B C231 P6	0.796	0.671	84
80	P5 B6B C226 P2	1.213	0.946	78
81	P5 B6A C233 P8	1.073	0.850	79
82	P5 B5B C221 P1	0.483	0.370	77
83	P5 B5B C221 P1	0.512	0.430	84
84	P5 B5B C221 P1	2.150	1.684	78
85	P5 B5A C221 P1	0.589	0.501	85
86	P5 B5A C221 P1	0.489	0.316	65
87	P5 B5A C221 P1	0.725	0.634	87
88	P5 B6B C233 P8	0.423	0.337	80
89	P5 B6B C233 P8	0.817	0.539	66
90	P5 B6B C233 P8	1.238	0.861	70
91	P5-B6B-C245-P5	0.412	0.299	73
92	P5 B6A C226 P6	1.173	0.829	71
93	P5 B5A C221 P1	0.568	0.447	79
94	P5-B6A-C233-P9	0.704	0.470	67
95	P5-B6A-C233-P9	0.591	0.503	85
96	P5-B6B-C231-P7	1.013	0.658	65
97	P5-B5A-C218-P2	1.254	0.952	76

MARZO DEL 2017

98	P5-B5A-C219-P2	0.433	0.400	92
99	P5 B5B C218 P2	0.647	0.490	76
100	P5 B6B C233 P6	0.832	0.615	74
101	P5 B6B C233 P6	0.522	0.432	83
102	P5 B6B C233 P6	0.419	0.291	69
103	P5 B5B C210 P3	0.403	0.290	72
104	P5 B6B C230 P7	0.564	0.370	66
105	P5 B6B C233 P8	0.492	0.450	91
106	P5 B6B C233 P9	0.537	0.394	73
107	P5 B6B C233 P9	0.532	0.369	69
108	P5 B6B C233 P9	0.585	0.511	87
109	P5 B5A C221 P2	0.506	0.435	86
110	P5 B5A C221 P2	0.571	0.518	91
111	P5 B5B C221 P2	0.560	0.386	69
112	P5 B5B C221 P2	0.480	0.406	85
113	P5 B5A C221 P2	0.520	0.429	83
114	P5 B5B C210 P5	0.401	0.366	91
115	P5 B5B C210 P5	0.469	0.365	78
116	P5 B5B C210 P5	0.455	0.406	89
117	P5 B5B C210 P5	1.854	1.600	86
118	P5 B6B C226 P3	0.467	0.352	75
119	P5 B6B C226 P3	0.405	0.300	74
120	P5 B6B C226 P3	0.518	0.419	81
121	P5-B5A-C221-P3	0.623	0.580	93
122	P5-B5B-C221-P3	0.403	0.370	92
123	P5-B5A-C221-P4	0.407	0.376	92
124	P5-B5A-C221-P4	0.423	0.391	92
125	P5-B5A-C219-P4	0.427	0.392	92
126	P5-B5A-C219-P4	0.827	0.764	92
127	P5-B5A-C219-P4	0.434	0.313	72
128	P5-B5A-C219-P4	0.428	0.396	92
129	P5-B5A-C219-P4	0.587	0.511	87
130	P5-B5A-C219-P4	0.505	0.376	74
131	P5-B5A-C219-P4	0.414	0.337	81
132	P5-B5A-C219-P4	0.698	0.517	74
133	P5-B6B-C226-P4	1.105	0.740	67
134	P5-B6B-C226-P4	0.629	0.542	86
135	P5-B6B-C226-P4	0.401	0.263	66
136	P5-B6B-C226-P4	0.565	0.446	79
137	P5-B6B-C226-P4	0.595	0.468	79
138	P5-B6B-C226-P4	0.429	0.363	85
139	P5-B6B-C226-P4	0.427	0.291	68
140	P5-B5B-C219-P1	0.603	0.466	77
141	P5-B5B-C219-P1	0.418	0.357	85
142	P5-B5A-C220-P1	0.550	0.508	92
143	P5-B5A-C221-P4	0.515	0.454	88
144	P1-B6B-C48-P1	0.424	0.372	88
145	P1-B6B-C67-P1	0.618	0.534	86
146	P5-B5B-C220-P1	0.417	0.385	92
147	P5-B5A-C218-P6	1.048	0.692	66
148	P5-B5A-C218-P6	0.478	0.364	76
149	P5-B5A-C218-P6	0.893	0.642	72
150	P5-B5A-C218-P6	0.539	0.350	65
151	P5-B5B-C221-P4	0.876	0.806	92
152	P1-B7B-C58-P1	0.426	0.337	79
153	P1-B7B-C58-P1	0.591	0.406	69

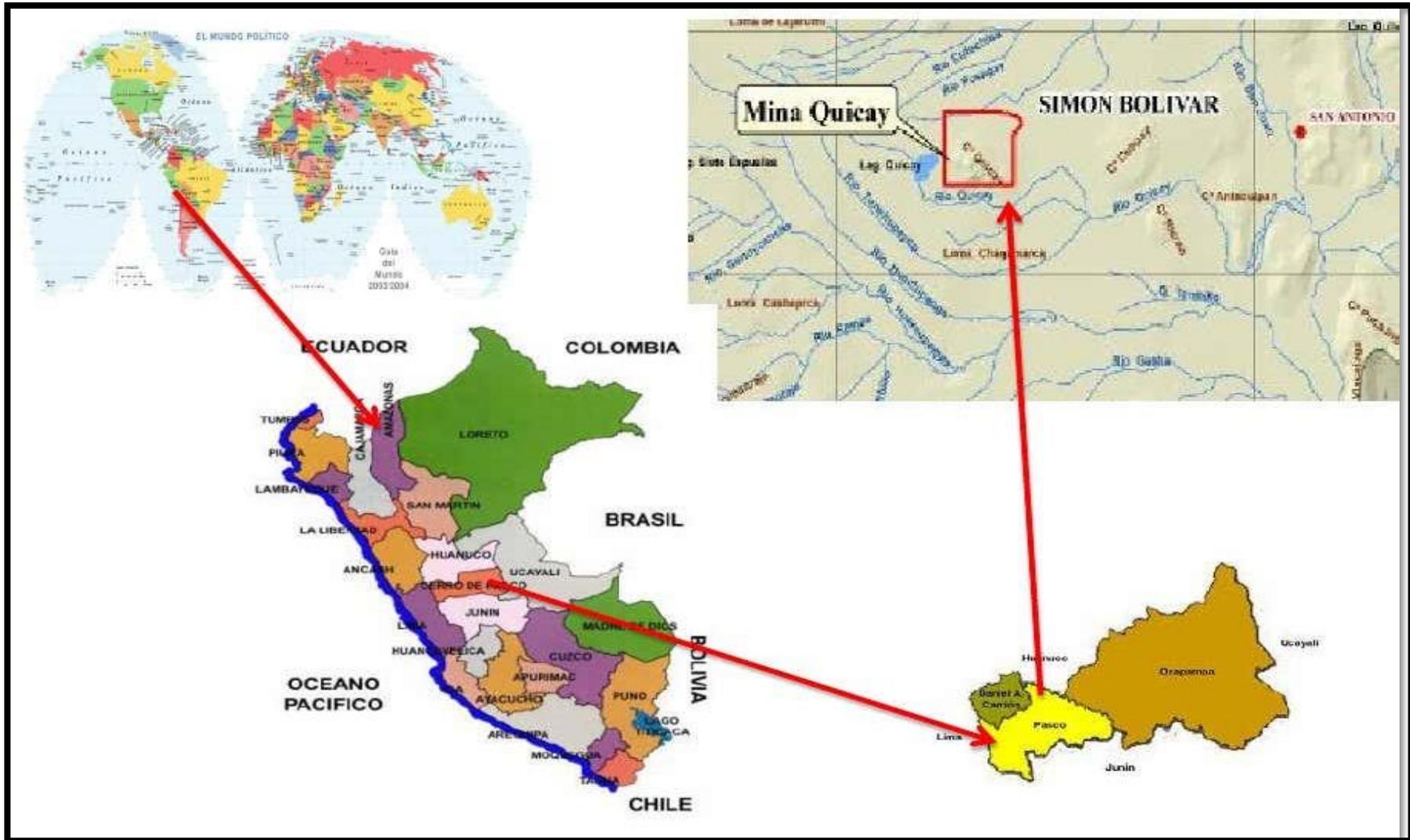
154	P1-B7B-C58-P1	0.439	0.308	70
155	P1-B7B-C58-P1	0.460	0.337	73
156	P1-B7B-C58-P1	0.585	0.398	68
157	P1-B7B-C58-P1	1.618	1.450	90
158	P5-B5B-C221-P4	0.468	0.420	90
159	P5-B5B-C221-P4	0.571	0.380	67
160	P5-B5B-C218-P6	0.401	0.289	72
161	P5-B5B-C219-P2	0.596	0.494	83
162	P1-B7A-C70-P1	0.479	0.374	78
163	P1-B7A-C70-P1	0.460	0.377	82
164	P1-B7A-C70-P1	0.537	0.428	80
165	P1-B8A-C58-P6	1.522	1.177	77
166	P1 B7A C58 P6	0.480	0.350	73
167	P5 B5A C221 Esp.	0.742	0.500	67
168	P5 B5A C220 Esp.	1.102	0.990	90
169	P5 B5B C220 P2	0.532	0.404	76
170	P5 B5B C220 P2	0.447	0.341	76
171	P5 B5B C220 P2	0.690	0.614	89
172	P5 B5A C220 P2	0.564	0.397	70
173	P5 B5A C220 P2	0.768	0.690	90
174	P5 B5B C220 P2	0.702	0.503	72
175	P5 B4A C336 P1	0.554	0.485	88
176	P5 B5A C343 P2	1.629	1.095	67
177	P5 B6A C351 P1	0.828	0.653	79
178	P5 B6A C351 P1	0.527	0.393	75
179	P5 B4A C209 P3	0.907	0.766	84
180	P5-B6A-C331-P11	0.401	0.289	72
181	P5-B6A-C226- CONO1	0.552	0.386	70
182	P5-B6A-C226- CONO1	0.400	0.341	85
183	P5-B6A-C226- CONO1	0.719	0.601	84
184	P5-B6A-C226- CONO1	0.505	0.437	87
185	P5-B6A-C226- CONO2	0.629	0.521	83
186	P5-B6A-C226- CONO2	0.663	0.592	89
187	P5-B6A-C226- CONO3	0.908	0.686	76
188	P5-B6A-C226- CONO3	1.007	0.844	84
189	P5-B6A-C226- CONO4	0.864	0.724	84
190	P5-B6A-C226- CONO4	1.032	0.838	81
191	P5-B6-C226-CONO- 1A	0.669	0.583	87
192	P5-B6-C226-CONO- 2A	0.425	0.391	92
193	P5-B6-C226-CONO- 3A	0.526	0.458	87
194	P5-B6-C226-CONO- 3A	0.431	0.359	83
195	P5-B6-C226-CONO- 3A	0.552	0.438	79
196	P5-B6-C226-CONO- 4A	0.887	0.820	92
197	P5-B6-C226-CONO- 4A	0.503	0.423	84
198	P5-B5-C343-CONO- 1	1.372	0.890	65
199	P5-B5-C343-CONO- 2	1.531	1.110	73
200	P5-B5-C343-CONO- 3	0.749	0.517	69
201	P4-B7-C354-CONO3	1.358	1.107	82
202	P3-B10-C304- CONO5	0.467	0.343	73
No	PAD	AU gr/Tm	Au Sol. ppm	Recup. %
1	P5	1.633	1.201	74
2	P5	1.583	1.225	77

ABRIL DEL 2017

SEPTIEMBRE DEL
2017

3	P5	2.221	1.782	80	
4	P5	0.438	0.286	65	
5	P4	1.658	1.076	65	
6	P5 C-221	1.893	1.539	81	OCTUBRE DEL 2017
7	P5 C-221	0.650	0.564	87	
8	P5 C-221	13.842	11.801	85	
9	P5 C-221	0.497	0.334	67	
10	FINO	0.411	0.321	78	
11	FINO	0.403	0.326	81	
12	GRUESO	0.450	0.359	80	
13	FINO	0.475	0.391	82	
14	FINO	1.558	1.224	79	
15	GRUESO	1.011	0.846	84	
16	P-5	1.026	0.754	73	
17	P-5	1.304	1.071	82	
18	P-5	0.566	0.445	79	
19	P-5-OXIDADA	2.541	2.255	89	
20	MUESTRA C 221 CHANCADO MALLA -10	0.476	0.320	67	
21	C 221 CHANCADO 2"	1.060	0.924	87	NOVIEMBRE DEL 2017
22	C 221 ZARANDA - 1"	1.217	1.051	86	
No	PAD	Au gr/tn	Au Sol. ppm	Recup. %	
1	MUESTRA P 6	0.735	0.612	83	FEBRERO DEL 2018
2	MUESTRA P 6	0.425	0.328	77	
3	MUESTRA P 6	0.521	0.389	75	
4	MUESTRA P 6	0.498	0.427	86	
5	C 226	0.639	0.499	78	
6	PAD P 6	0.757	0.588	78	
7	PAD P 6	0.522	0.419	80	
8	PAD P5 B 6	0.784	0.645	82	
9	PAD 5 B6	0.691	0.507	73	
10	PAD 5 B6	0.536	0.423	79	
11	PAD 5 B6	0.431	0.324	75	
12	PAD 5 B6	0.605	0.466	77	
13	PAD 5 B6	0.421	0.333	79	
14	PAD 5 B6	0.490	0.357	73	
15	PAD 5 B6	0.522	0.388	74	
16	PAD 5 B6	0.422	0.331	78	
17	PAD 5 B6 FINO GRUESO	0.480	0.379	79	
18	CONO 5 PAD 5 P 6	0.442	0.338	76	
19	CONO 10 PAD 5 P 6	0.446	0.341	76	
20	PAD 5 P 6	0.418	0.316	76	
21	PAD 5 P 6	0.573	0.432	75	
22	PAD 5 P 6	0.525	0.405	77	
23	PAD 5 B 6 ACUMUL. BOTAD.	0.580	0.425	73	
24	PAD 5 B 6	0.497	0.366	74	
25	PAD 5 B 6	0.537	0.426	79	
26	PAD 5 B 6	0.611	0.504	82	
27	CHANCADO CONICA FINA	1.173	0.950	81	
28	PAD 5 B 6	0.436	0.344	79	
29	PAD 5 B6 OC (+2"- 4")	0.589	0.425	72	
30	PAD 5 B6 OC (+2"- 4")	0.405	0.297	73	
31	PAD 5 B6 OC (+2"- 4")	0.401	0.295	74	MARZO DEL 2018
32	PAD 5 B6 OC (+2"- 4")	0.618	0.444	72	

33	PAD 5 B6 (+2"-4")	0.524	0.383	73	
34	PAD 5 B6 (+2"-4")	0.671	0.558	83	
35	PAD 5 B6 (+2"-4")	0.601	0.462	77	
No	CONOS	Au gr/tn	Au Sol. ppm	Recup. %	
1	CELDA 231	0.589	0.425	72	FEBRERO DEL 2018
2	CELDA 231	0.405	0.297	73	
3	CELDA 231	0.401	0.295	74	
4	CELDA 226	0.618	0.444	72	MARZO DEL 2018
5	CELDA 226	0.524	0.383	73	
6	CELDA 233	0.671	0.558	83	
7	CELDA 231	0.601	0.462	77	
8	CELDA 226	1.243	0.947	76	
9	CELDA 226 A	0.494	0.356	72	
10	CELDA 226	0.425	0.323	76	
11	CELDA 233	0.425	0.314	74	
12	CELDA 226 (3 Minuto)	0.422	0.319	76	
13	PAD DIN. CH. -1"	0.569	0.437	77	
14	CELDA 231	0.428	0.322	75	
15	CELDA 58	0.656	0.499	76	
16	CELDA 58	0.916	0.678	74	
17	CELDA 58	1.015	0.791	78	
18	CELDA 58	0.764	0.633	83	
19	CELDA 58 TALUD	0.518	0.428	83	
20	CELDA 58	0.451	0.362	80	ABRIL DEL 2018
21	CELDA 58	1.031	0.824	80	
22	CELDA 58	0.996	0.837	84	
23	CELDA 343	0.420	0.284	68	MAYO DEL 2018
24	CELDA 347 (+2"-4")	0.543	0.402	74	CARACTERIZACIÓN GEOLOGICA
25	CELDA 347 (+2"-4")	0.415	0.318	77	
26	CELDA 347 (+2"-4")	0.423	0.317	75	Oxido
27	CELDA 343 (+2"-4")	0.476	0.356	75	Sulfurado
28	CELDA 347 (+2"-4")	0.409	0.313	77	Oxido
29	CELDA 347 (+2"-4")	0.689	0.547	79	Mixto
30	CELDA 185 (+2"-4")	2.488	2.014	81	Mixto
31	CELDA 185 (+2"-4")	0.520	0.357	69	Mixto
32	CELDA 185 (+2"-4")	0.448	0.324	72	Mixto
33	CELDA 185 (+2"-4")	0.555	0.451	81	Mixto



UBICACIÓN MINERA QUICAY

UBICACIÓN DE LA MINA EN LA IMAGEN SATELITAL LANDSAT EN LAS BANDAS 7,4,2



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
ESCUELA DE MINAS
FICHA DE VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO
TEST A SUPERVISORES Y TRABAJADORES

Señor Experto, por favor marque en el casillero correspondiente si el ítem esta formulado en forma adecuada o inadecuada teniendo en consideración su pertinencia, relevancia y corrección gramatical. En el caso de que el ítem sea inadecuado anote en el casillero sus observaciones y las razones del caso.

I. REFERENCIA

a) NOMBRE Y APELLIDOS DEL EXPERTO: Carlos Edwin, Rojas Victorio

b) PROFESIÓN: Ingeniero de MINAS

c) GRADOS ACADÉMICOS: Magister en INGENIERIA DE MINAS

d) ESPECIALIZACIÓN O EXPERIENCIA:

Diplomado en SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

e) INSTITUCIÓN DONDE LABORA: UNDAC f) TELEFONO Y E-MAIL:
 927525654 cervicto1@hotmail.com

ESTRATO DE LA POBLACIÓN OBJETIVO:

Factibilidad técnico económica en el reproceso de ripios lixiviados de los PADS 1 al 6 en la unidad Minera Quicay I, 2020

II. TABLA DE VALORACIÓN POR CADA ÍTEM

ITEMS	ESCALA DE APRECIACION		OBSERVACIONES	SUGERENCIAS
	ADECUADO	INADECUADO		
1	X			
2	X			
3	X			
4	X			
5	X			
6	X			
7	X			
8			X	
9	X			
10	X			
11	X			
12	X			
13	X			
14	X			
15	X			
16	X			
17	X			
18	X			
19	X			
20	X			

Coefficiente de Validez $V = \frac{\Sigma(\text{adecuados})}{\Sigma(\text{adecuados, inadecuados})} = 20/20 = 1$

III. RESOLUCIÓN o

Válido ($V \geq 0,80$)

IV. COMENTARIOS FINALES

Aplicar el instrumento a la muestra


FIRMA DEL EXPERTO
 DNI N°04067250

FICHA DE VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO

Señor Experto, por favor marque en el casillero correspondiente si el ítem esta formulado en forma adecuada o inadecuada teniendo en consideración su pertinencia, relevancia y corrección gramatical. En el caso de que el ítem sea inadecuado anote en el casillero sus observaciones y las razones del caso.

I. REFERENCIA

a) NOMBRE Y APELLIDOS DEL EXPERTO: Nelson MONTALVO CARHUARICRA

b) PROFESIÓN: Ingeniero DE MINAS

c) GRADOS ACADÉMICOS: Magister en SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

d) ESPECIALIZACIÓN O EXPERIENCIA:

Diplomado en RIESGOS EN TUNELERIA

e) INSTITUCIÓN DONDE LABORA: UNDAC TELEFONO Y E-MAIL:

Cel. 955872129 nmontalvoc@undac.edu.pe

ESTRATO DE LA POBLACIÓN OBJETIVO:

Factibilidad técnico económica en el reproceso de ripios lixiviados de los PADS 1 al 6 en la unidad Minera Quicay I, 2020

II. TABLA DE VALORACIÓN POR CADA ÍTEM

ITEMS	ESCALA DE APRECIACION		OBSERVACIONES	SUGERENCIAS
	ADECUADO	INADECUADO		
1	X			
2	X			
3	X			
4	X			
5	X			
6	X			
7	X			
8	X			
9	X			
10	X			
11	X			
12	X			
13	X			
14	X			
15	X			
16	X			
17	X			
18	X			
19	X			
20	X			

$$\text{Coeficiente de Validez } V = \frac{\Sigma(\text{adecuados})}{\Sigma(\text{adecuados, inadecuados})} = \frac{20}{20} = 1$$

III. RESOLUCIÓN

Válido ($V \geq 0,80$)

IV. COMENTARIOS FINALES

Aplicar el instrumento a la muestra


FIRMA DE EXPERTO
DNI N° 04080998

**FICHAS DE VALIDACIÓN DE EXPERTOS
FICHA DE VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO**

Señor Experto, por favor marque en el casillero correspondiente si el ítem esta formulado en forma adecuada o inadecuada teniendo en consideración su pertinencia, relevancia y corrección gramatical. En el caso de que el ítem sea inadecuado anote en el casillero sus observaciones y las razones del caso.

I. REFERENCIA

- a) NOMBRE Y APELLIDOS DEL EXPERTO: Juan Carlos Figueroa Jiménez
- b) PROFESIÓN: Ingeniero MINAS - Ingeniero de SISTEMAS Y COMPUTACION
- c) GRADOS ACADÉMICOS: Magister en SISTEMAS Y COMPUTACION
- d) ESPECIALIZACIÓN O EXPERIENCIA:
Diplomado en SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

ESTRATO DE LA POBLACIÓN OBJETIVO:

Factibilidad técnico económica en el reproceso de rípios lixivados de los PADS 1 al 6 en la unidad Minera Quicay I, 2020

II. TABLA DE VALORACIÓN POR CADA ÍTEM

ITEMS	ESCALA DE APRECIACION		OBSERVACIONES	SUGERENCIAS
	ADECUADO	INADECUADO		
1	X			
2	X			
3	X			
4	X			
5	X			
6	X			
7	X			
8	X			
9	X			
10	X			
11	X			
12	X			
13	X			
14	X			
15	X			
16	X			
17	X			
18	X			
19	X			
20	X			

$$\text{Coeficiente de Validez } V = \frac{\Sigma(\text{adecuados})}{\Sigma(\text{adecuados, inadecuados})} = 20/20 = 1$$

III. RESOLUCIÓN

Válido ($V \geq 0,80$)

IV. COMENTARIOS FINALES

Aplicar el instrumento a la muestra



Firma del experto

DNI N° 20099720

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO: "Factibilidad Técnico Económica en el Reproceso de Ripios Lixiviados de los PADS 1 al 6 en la Unidad Minera Quicay I, 2020"

Tesista: Bach. Yeni Edith CORNEJO CHACON

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACION
<p>GENERAL: ¿Cómo se efectuará la factibilidad técnico económica en el Reproceso de Ripios Lixiviados de los PADS 1 al 6 en la Unidad Minera Quicay I, 2020?</p> <p>PROBLEMAS ESPECÍFICOS</p> <p>A. ¿Cómo determinar si es factible y económico la reprocesamiento del ripio lixiviados basado a la clasificación geometalúrgica de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I?</p> <p>B. ¿Cómo determinar el costo de factibilidad del proceso de recuperación de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I?</p>	<p>GENERAL: Efectuar la factibilidad técnico económica en el Reproceso de Ripios Lixiviados de los PADS 1 al 6 en la Unidad Minera Quicay I.</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</p> <p>A. Determinar si es factible y económico la reprocesamiento de los ripios lixiviados basado en la clasificación geometalúrgica de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I.</p> <p>B. Determinar el costo de factibilidad del proceso de recuperación de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I.</p>	<p>GENERAL Validar la factibilidad técnico económica en el Reproceso de Ripios Lixiviados de los PADS 1 al 6 en la Unidad Minera Quicay I.</p> <p>HIPÓTESIS ESPECÍFICAS</p> <p>A. Comprobar lo factible y económico de reprocesamiento de ripios lixiviados basado en la clasificación geometalúrgica de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I.</p> <p>B. Validar el costo de factibilidad del proceso de recuperación de los PADS 1 al 6 de la Unidad Minera Quicay I.</p>	<p>INDEPENDIENTE X: Factibilidad técnico económica</p> <p>DEPENDIENTE: Y: Reproceso de Ripios Lixiviados</p>	<p>Plan de Minado</p> <p>Ciclo de Minado</p> <p>Minera Toque pala.</p>	<p>Método de Explotación</p> <p>Reducción de Costos</p>	<p>TIPO: Aplicada.</p> <p>NIVEL: Evaluativa</p>