

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería Industrial

Trabajo de Investigación

**Análisis de cuello de botella para aumentar el tiempo
de procesamiento de flotación de cobre en
contenido de arsénico**

Ygor Omar Valdivia Pinto

Para optar el Grado Académico de
Bachiller en Ingeniería Industrial

Arequipa, 2020

Repositorio Institucional Continental
Trabajo de investigación



Obra protegida bajo la licencia de "[Creative Commons Atribución-NoComercial-SinDerivadas 4.0 Perú](https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/)"

Índice

Capítulo I. Planteamiento del estudio	8
1.1 Planteamiento y formulación del problema	8
1.1.1 Determinación del problema.....	8
1.2 Objetivos	11
1.2.1 Objetivo general.....	11
1.2.2 Objetivos específicos	11
1.3 Justificación e importancia.....	12
1.3.1 Justificación del problema	12
1.3.2 Importancia de la investigación	12
1.3.3 Limitaciones.....	12
1.4 Hipótesis y descripción de las variables.....	13
1.4.1 Hipótesis	13
1.4.2 Identificación de variables	13
Capítulo II. Marco teórico.....	14
2.1 Antecedentes de la investigación	14
2.1.1 Antecedentes internacionales.....	14
2.1.2 Antecedentes nacionales	15
2.2 Bases teóricas	17
2.3 Tipos de explotación minera	17
2.4 Factores que influyen en la flotación de cobre y molibdeno.....	21
2.5 Definición de términos básicos	29
Capítulo III.....	30
3.1 Tipo de investigación	30
3.2 Diseño de investigación	30
3.3 Población y muestra	30
3.4 Muestra.....	30

3.5	Técnicas e instrumentos para la recolección de datos.....	31
Capítulo IV.....		34
4.1	Resultados y discusión	34
4.2	Discusión de los resultados	42
4.3	Pruebas	43
Bibliografía		47

Índice de tablas

Tabla 1: factores que influyen en la correcta flotación de cobre	21
Tabla 2: solución para los reactivos	31
Tabla 3: influencia de los RPM en la agitación VS tiempo de residencia.....	32
Tabla 4: efecto de la dimensión de las partículas sobre la dispersión del arsénico	32
Tabla 5: horas perdidas chancado primario	39
Tabla 6: leyes de cabeza (concentrado)	39
Tabla 7: especie mineralógica.....	39
Tabla 8: mineral de cabeza análisis de mallas (concentrado)	40
Tabla 9: diversas concentraciones de arsénico vs. tiempo.....	41
Tabla 10: remoción del arsénico a diferentes RPM.....	41
Tabla 11: remoción de arsénico versus granulometría de la partícula.....	41

Índice de figuras

Figura 1: ciclo PHVA	18
Figura 2: diferentes condiciones de pH en flotación de calcopirita y enargita.....	25
Figura 3: sistema cobre-agua y el diagrama EH-pH.....	26
Figura 4: sistema arsénico-agua y su diagrama EH-pH.....	26
Figura 5: sistema sulfuro-agua y diagrama EH-pH	27
Figura 6: diagrama de bloques	33
Figura 7: capacidad máxima por cada área.....	34
Figura 8: chancado mensual 2019.....	35
Figura 9: tiempos muertos en la chancadora primaria (Pareto)	36
Figura 10: análisis de falta de camiones	36
Figura 11: análisis de árbol rocas grandes	37
Figura 12: análisis de mantenimiento	37
Figura 13: horas utilizadas en la chancadora primaria.....	38
Figura 14: distribución granulometría de concentrado	40
Figura 15: disolución de arsénico vs. concentrado de reactivos.....	42
Figura 16: efecto de remoción de arsénico VS RPM.....	42
Figura 17: influencia de la granulometria de particula en la remoción de arsénico	43
Figura 18: análisis en laboratorio químico.....	43

Resumen

Esta investigación trata de la aplicación del análisis de cuellos de botella para aumentar la productividad de una empresa procesadora de minerales ubicada en la zona de Arequipa (Perú).

La extracción de minerales de cobre (Cu) y el beneficio que se obtiene de estos se da por una transformación fisicoquímica que es mayormente utilizada por infinidad de empresas en el país. Dado que la naturaleza brinda un amplio espectro de minerales, desde los más simples hasta los más complejos, que tienen contaminantes como el antimonio y el arsénico, la propuesta se centra en el análisis del concentrador y el trabajo de una mina para analizar el cuello de botella presente en el proceso de procesamiento del mineral, utilizando para ello herramientas y técnicas de mejora continua. Analizando los resultados, posteriormente se propone una alternativa de solución para el equipo que realiza el proceso donde se crea el cuello de botella, y así incrementar la cantidad de mineral procesado.

En concordancia con lo anterior, se estudiaron los procesos esenciales de producción para identificar las capacidades de este y encontrar cuál es la limitación del escenario. Así, con este propósito, finalmente podremos comprender cuales son los cuellos de botella físico, el cual permite aumentar la producción de concentrados de Cu.

Introducción

El proyecto investigativo que se presenta a continuación partió de la situación actual en la que se encuentra la minería en Perú, y la identificación de las actividades que restringen la capacidad de incrementar el tonelaje procesado por la planta, de esta manera optimizar cada proceso y hacer que la empresa aumente su competitividad en el mercado produciendo más cantidad de cobre y molibdeno.

En general, la explotación de minerales de cobre y la obtención de beneficios a partir de este se realizan mediante procesos fisicoquímicos que son realizados por diferentes empresas del país. Es así porque la madre naturaleza presenta un amplio espectro de minerales, desde aquellos que tienen una composición más simple hasta los de composición más compleja, que contienen contaminantes como el antimonio y arsénico.

La empresa minera que ha participado en este estudio tiene un sistema de producción bastante complicado debido al rumbo que esta toma, sin embargo, ello no significa que la empresa no busque mejorar y optimizar sus procesos de producción mediante la realización de investigaciones que le aseguren lograr un incremento productivo sostenible.

Para abordar el tema de estudio el presente trabajo de investigación aborda los siguientes puntos: el primer capítulo presenta el planteamiento del problema y se identifica tanto la hipótesis del estudio como la importancia y justificación de llevarlo a cabo. Luego, el segundo capítulo trata sobre el marco teórico y los antecedentes investigativos que soportan el presente trabajo, y también se definen los términos básicos que se han utilizado en esta investigación. En el tercer capítulo se hace el análisis de las técnicas y los instrumentos empleados; y, por último, el cuarto capítulo trata sobre la propuesta de mejora, los resultados de la investigación y la respectiva discusión de estos.

Capítulo I. Planteamiento del estudio

1.1 Planteamiento y formulación del problema

1.1.1 Determinación del problema

El retraso económico en el que la sociedad en general se encuentra inmersa actualmente ha afectado a varios sectores de la economía en todos los continentes, incluso algunos países como Estados Unidos y Rusia que tienen grandes economías se han visto afectados por las fluctuaciones de precios que ha experimentado el mercado de los metales básicos. En América, y más aún en América del sur, donde la minería se constituye en una importante actividad, los países que desarrollan yacimientos minerales como un recurso esencial del cual obtienen los principales ingresos sufren de bajos precios de los metales y pequeñas inversiones en grandes proyectos y costos.

Uno de los países de la región de América del sur que es predominantemente minero es el Perú que explota yacimientos mineros principalmente de cobre, los cuales están sujetos a impactos menores de inversión para desarrollar los diversos proyectos de inversión minera, buscando siempre los menores costos operativos.

La empresa minera que es objeto de estudio en este trabajo de investigación se encuentra ubicada en la ciudad peruana de Arequipa, este complejo minero actualmente genera concentrados finales de cobre y concentrado (en bolsas) de molibdeno. En general, en el Perú el cobre (Cu) se encuentra entre los principales metales que son extraídos en los yacimientos del país, pero también se encuentran otros como plata, oro, plomo, hierro, zinc, etc. Si hablamos del cobre, y según indicadores internacionales, el precio de venta ha bajado durante el último año, disminuye a un promedio de \$ 2.1 por libra de cobre” (Kitco, 2016). En consecuencia, dado que la mayoría de las minas del país contienen en gran parte minerales de cobre como mineral primario, el precio que se maneja actualmente ha generado importantes afectaciones a muchas de ellas.

La mina estudiada trabaja con una chancadora primaria que es alimentada con una faja transportadora, allí se han desarrollado tratamientos para procesar el mineral en cadena y también se cuenta con una planta de molienda de flujo simple y de flotación diferencial convencional.

En la actualidad, cuando el ser competitivo es un factor muy relevante para el sector minero, las empresas que tienen esta como actividad económica obtienen valor a través de la realización de proyectos que tienen costos mínimos de inversión. Las oportunidades para lograr consolidar ese tipo de proyectos requieren muchos estudios de investigación que tienen como objetivo mejorar las minas en aquellas áreas que son más importantes para la actividad minera, ello mediante acciones como las siguientes: disminuyendo los costos de transporte y operaciones de voladura en la planta de concentración, disminuyendo el uso de reactivos, o identificando posibles mejoras en el proceso productivo concentrado.

En el proceso fisicoquímico de flotación de sulfuros, aunque estas especies minerales cuentan con una propiedad hidrófoba que les permite flotar con facilidad, difícilmente puede llevarse a cabo una flotación selectiva debido a esta propiedad que causa complejidad en el proceso. Los sulfuros principales de cobre son: la calcopirita, la calcosina, la covelina, la bornita, y en menor cantidad la enargita y la tennantita. Estos últimos sulfuros contienen de 19.1 % a 48.3 % de As y está ligado a minerales diversos de cobre en la etapa de flotación. El mineral enargita es sumamente complicado de ser agitado en los concentrados de cobre mediante las técnicas clásicas de flotación, ya que este mineral flota naturalmente con los xantatos, pero es propenso a deprimirse utilizando depresantes convencionales.

La existencia del mineral enargita en grandes cantidades en el de concentrado es perjudicial, ya que esto acarrea penalizaciones por motivos de comercialización, dado que los compuestos gaseosos de arsénico emitidos en las refinerías generan constantes impactos de contaminación. Las amalgamas donde se tiene mayor énfasis están ubicadas en Japón y en la Unión Europea, estas refinerías prefieren adquirir concentrados de cobre y molibdeno con cantidades inferiores a 2.000 ppm de As.

Por otro lado, el arsénico tiene efectos altamente negativos para la salud, pues cuando una persona está expuesta a altas concentraciones este elemento puede ocasionar diversas alteraciones en su organismo. Podemos mencionar algunas consecuencias adversas más comunes como las siguientes: efectos gastrointestinales (inflamación del tracto digestivo, desintegración de la mucosa y submucosa del estómago y de los intestinos, gastroenteritis con diarrea sanguinolenta), efectos hepáticos (hepatitis tóxica, cáncer de hígado), efectos renales (falla renal aguda, necrosis tubular),

afectaciones cardiovasculares (cardiomiopatías, shock, hipertensión), efectos neurológicos (encefalopatías, neuropatías periféricas), efectos dérmicos (cambios en la coloración del epitelio, aparición de líneas de Mees en las uñas, hiperqueratosis, cáncer de piel), enfermedades y afecciones respiratorias (lesiones en las mucosas respiratorias, cáncer de pulmón), y efectos reproductivos (por ejemplo, en un estudio se encontró que las mujeres que laboraban o residían cerca de una fundidora de cobre, la cual generaba emisiones con alto contenido de arsénico al ambiente, presentaban con alta frecuencia altas abortos espontáneos y malformaciones congénitas) (Nordstrom et al., 1979).

Por lo anterior, la Compañía, ubicada en Arequipa, se encuentra en una constante búsqueda por hallar un método que le permita clasificar y separar selectivamente las especies minerales que contienen arsénico en alta cantidad de los sulfuros de cobre, lo cual resta calidad en los concentrados generados.

La problemática se presenta porque el proceso demora cuando se envía mineral a planta que proviene de las zonas con alta concentración de arsénico, y al procesar este mineral, en las etapas finales de filtrado se obtiene concentrados de cobre con rangos de 3000 a 5000 ppm de arsénico y en concentrados de molibdeno de 500 a 2000 ppm de arsénico como nivel más alto permisible.

A partir de la observación del problema presentado surgió la idea de analizar los cuellos de botella que surgen en el proceso de producción, mediante la concentración de la flotación caracterizada y selectiva tanto del mineral enargita como de los diferentes sulfuros de cobre. La experimentación se llevó a cabo en laboratorio metalúrgico y mediante un estudio teórico por el cual se buscó hallar una metodología que permitiera eliminar mediante flotación gran parte del mineral enargita de sulfuros de cobre, permitiendo así obtener concentrados finales de cobre y molibdeno con bajos ppm de arsénico; todo ello con el fin de incrementar la calidad de los minerales y, por consiguiente, elevar el flujo de caja de la empresa minera de tal forma que se pueda disminuir el costo de operación y se mantenga operando por una mayor cantidad de años.

Problema general:

¿Qué beneficio podremos obtener en la operación de la planta concentradora al analizar los cuellos de botella y disminuir la cantidad de arsénico en el concentrado final de cobre y molibdeno?

Problemas específicos:

- ¿Qué variables afectan en la flotación para disminuir el contenido de arsénico en los concentrados finales de cobre y molibdeno?
- ¿Qué proceso podremos aplicar para tener una flotación más eficiente y así disminuir el porcentaje de arsénico de los concentrados finales de cobre y molibdeno?
- ¿En qué etapa se encuentran con más frecuencia los cuellos de botella que retrasan la producción en la planta concentradora?
- ¿Qué tiempo de inactividad podemos optimizar durante la fase donde se produce este cuello de botella?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Realizar una investigación sobre los cuellos de botella, determinando cuanto impactan estos en el aumento de la velocidad de producción del mineral en flotación de cobre en contenido de arsénico.

1.2.2 Objetivos específicos

- Obtener los parámetros que influyen directamente en la flotación para poder disminuir de la cantidad de arsénico en el concentrado final de cobre y molibdeno.
- Desarrollar un proceso mejorado de flotación óptimo para reducir el contenido de arsénico en los concentrados finales de cobre y molibdeno.
- Identificar la etapa en la que se tiene con más frecuencia los cuellos de botella en la planta concentradora.
- Establecer cuánto tiempo de inactividad se puede optimizar en la etapa en la cual se encuentran los cuellos de botella.

1.3 Justificación e importancia

1.3.1 Justificación del problema

Actualmente, el mundo minero se ha visto altamente afectado por la fluctuación en el precio de los metales, no obstante, la empresa que es objeto de estudio está mejorando estratégicamente su competitividad con una mayor explotación de minerales, esencialmente cobre. Esta investigación sobre los cuellos de botella se adapta a la planificación estratégica de esta empresa porque esta aumentará la velocidad de procesamiento de los minerales, y a la vez le permitirá una posible reducción en los costos operativos.

La realización de este trabajo se justifica en el hecho de que las refinерías y las empresas del sector requieren producir concentrado con reducidas cantidades de antimonio y arsénico para disminuir la contaminación ambiental. Al poder colocar en el mercado concentrado con porcentajes mínimos de contaminantes las empresas y refinерías evitarán que los costos de fabricación sean afectados por castigos económicos, incluso con el cierre de las operaciones mineras, tal y como sucede cuando se presentan estos elementos en una alta cantidad.

1.3.2 Importancia de la investigación

La elaboración de este proyecto es indispensable, puesto que permitirá conseguir un proceso tecnológico que sea aplicable para los minerales en la empresa minera estudiada. Además, sus resultados servirán como referencia para posteriores trabajos de investigación que se lleven a cabo tanto en la compañía como en aquellos yacimientos que realicen procesos similares o iguales de producción.

1.3.3 Limitaciones

La realización del presente proyecto es limitada debido a que se enfoca en los minerales de cobre actual que se encuentran en el yacimiento minero, asimismo, la realización de la parte experimental es limitada por los materiales y equipos actuales que se utilizan en la compañía.

1.4 Hipótesis y descripción de las variables

1.4.1 Hipótesis

Hipótesis general:

Aplicar cuello de botella incrementará el tiempo de procesamiento de flotación de cobre en contenido de arsénico.

Hipótesis específica:

- Hay etapas que crean cuellos de botella en la empresa.
- Hay razones para el tiempo de inactividad que se pueden optimizar.

Hipótesis nula:

La aplicación de cuellos de botella de ninguna manera incrementa el tiempo de procesamiento de flotación de cobre con contenido de arsénico.

1.4.2 Identificación de variables

Variable independiente: evaluación de cuello de botella.

Variable dependiente: velocidad de procesamiento de mineral.

Dimensiones:

- Tamaño de partícula (granulometría)
- Tonelaje de producción.
- Utilización de equipos.
- Tonelaje de proceso.
- Adición de reactivos.
- Frecuencia de giro de los agitadores de las celdas de flotación (en RPM).
- Tiempo de utilización.

Capítulo II. Marco teórico

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes internacionales

Un primer antecedente internacional es el trabajo de investigación *Análisis de dos metodologías para identificar el cuello de botella en proceso productivo* realizado por Jhon (2012), el cual tuvo como propósito hacer una comparación de los resultados que se obtenían mediante dos métodos diferentes, para así identificar cuáles eran los cuellos de botella que se generaban en el proceso de producción. El estudio se centró en el uso de dos teorías: la teoría del tiempo determinista y la teoría de las restricciones, para realizar la comparación y saber cuál es el método más viable.

Como segundo antecedente investigativo se halla el trabajo realizado por Muñoz (2009), titulado *Flotación selectiva de enargita desde un concentrado final de sulfuros de cobre de Collahuasi*, el cual responde al propósito de este trabajo en la medida en que su autor concluyó que se puede generar un procedimiento que permite la purificación del concentrado de As y Cu, esto es, proporcionando concentrado de cobre comercial con una reducida cantidad de As y mezclarlo con concentrado de Cu y As en alta cantidad. Adicionalmente, Muñoz (2009) señaló que este último concentrado se puede tratar con otros métodos, posiblemente hidrometalúrgicos, pero este no se aborda en el presente estudio debido a que no está comprendido dentro del alcance del trabajo.

De acuerdo con Muñoz (2009) “la eficiencia de separación relativa resulta 99 %, en la prueba A30 en la que se cambian los reactivos químicos usados en la flotación. Al restaurar un 71.8 % de As, se puede recuperar 26.3% de cobre y la recuperación de masa es del 21.3 %. En esta prueba se utilizó 15 g/t del colector AP 3418, 7.5 g/t del colector MX 7016 y 15 g/t del espumante F 501. Estos ensayos se realizaron a la velocidad superficial del gas (Jg) de 0.45 cm/s, a una velocidad de agitación (Ns) de 3.0 m/s, con un porcentaje de sólidos (Cp.) de 17.4 % y un pH de 8.”.

Finalmente, para los fines de este estudio también resulta relevante el trabajo de investigación de Soto (2011), titulado *Diseño de una metodología para el apoyo del despacho de concentrado de cobre desde la lixiviación in situ en la Planta SX EW*. En el documento que recoge su estudio Soto (2011) mencionó que formuló un modelo para

optimizar el funcionamiento de las celdas de marca ISL, de tal manera que la concentración depositada en el proceso fuese estable y lo más cerca posible al resultado deseado, tomando en cuenta la heterogeneidad de los recursos mineros en términos de contenido de arsénico, tonelaje procesado, costo de operación y ubicación geográfica del asentamiento minero. Es por estos factores que la autora propuso una metodología de modelo y solución que, basada en un enfoque numérico, ofrece una manera de realizar una aproximación a la mejor solución para el problema en estudio. Es así que la metodología propuesta por Soto (2011) es adaptable en aspectos como las especificaciones del tanque y la planta.

Cabe resaltar que es importante “tener cuidado para garantizar que el tamaño del problema, admitir su implementación y resolución usando juicioso de los recursos. Hay una compensación entre la calidad de la aproximación, lo cual brinda una metodología y capacidades para la resolución del problema con un uso racional de los recursos, ya que cuantas veces se ejecute la mejora, mejor será la solución”. (Soto, 2011)

En la investigación de Soto (2011) “el cronograma ejecutado, basado en el modelo y los métodos para hallar la mejor solución al problema, es el método que más se acomoda a lo que se desea en la planta, y permite que podamos realizar un programa anual de una pieza tanque lleno. Además, es muy flexible con posteriores modificaciones que permitan hacer adaptaciones o ampliar el campo de estudio”.

2.1.2 Antecedentes nacionales

El primer antecedente nacional hallado fue la investigación elaborada por Castellanos (2009), titulada *Optimización en la planta de beneficios de Compañía Minera Volcán S. A. A. de la unidad de producción Animón, mediante el uso de celda de flotación flash*, con el objetivo de optimar y mejorar el proceso de flotación de una planta de proceso utilizando células flash. Este estudio se centró en minimizar los costos operativos causados por el triturado mineral valioso, debido a la introducción de células flash, la cual es una forma para reducir los costos operativos para la producción del concentrado producido.

Asimismo, es importante mencionar el trabajo precedente que realizaron Fernández et al. (2015), titulado *Optimización en la flotación para aumentar la recuperación de plomo-plata en la unidad minera Uchucchacua*, quienes propusieron mejoras en cuanto

a tecnología para incrementar la recuperación de en una planta concentradora de plomo-plata. Este trabajo se centró en tratar de reducir el tiempo de residencia en las celdas cambiando los métodos convencionales de la flotación y así incrementar la recuperación de plomo-plata.

Es importante destacar que, de acuerdo con Benavides (2013), a medida que se desarrolló la economía peruana es que se han vuelto fundamentales las funciones de la minería, las cuales variaron a lo largo del tiempo, así como también su importancia; de ahí también la cantidad de estudios que se vienen realizando al respecto. Pues se ha documentado que durante la era inca el papel de la minería solo fue decorativo y, aunque los metales brillantes o valiosos eran utilizados por los religiosos y los políticos, no se les atribuía ningún valor monetario, sino que se los entregaban al gobierno.

Por otro lado, en el trabajo de investigación de Curo (2008), titulado *Control estadístico multivariante en circuito de molienda en la concentradora Cuajone* se menciona que las primeras pruebas del estudio “las hicieron en molinos de bolas con agitador 1C y 1D con medidas 16.5 x 20 pies. La ganancia obtenida en estas pruebas fue 93.86 TM en 8 horas usando modelos capacidad de valencia múltiple y tonelaje PLS” (Curo, 2008).

En el trabajo en referencia, “para obtener el objetivo de la tesis: la cual es aumentar tonelaje triturado, fue necesario adecuar, integrar y armonizar los diferentes elementos tecnológicos con los que cuenta la concentradora, alcanzando un mayor tonelaje. Originalmente se requirió diseñar un sensor virtual con % +65 celdas como variable de CC y % de sólidos en desbordante”. (Curo, 2008)

La información que Curo (2008) recolectó “de variables de trabajo del proceso de molienda de clasificación, hizo posible desarrollar modelos multivalentes utilizando la aplicación SCAN, que puede introducirse en el sistema PI de dos formas: a través de conjunto de datos manualmente y mediante PI ACE en el formulario auto”.

Finalmente, entre las investigaciones precedentes es importante resaltar el trabajo realizado por Cabanillas y Sánchez (2014) titulado *Estudio metalúrgico de lixiviación de concentrados de plomo y cobre con alto contenido de arsénico antimonio y bismuto*. En este estudio se tomó un nivel inicial de concentración de arsénico y antimonio para reducirlo con determinados fines específicos, luego se realizó la prueba de lixiviación

metalúrgica alcalina con el mineral compuesto de plomo-plata adicionando NaOH + Na₂S cuyos resultados, en cuanto a la disolución y/o remoción de arsénico y antimonio, lograron las metas propuestas en la prueba y fueron las siguientes:

“Objetivos de porcentaje de reducción en el arsénico en el concentrado lixiviado final (reducir un porcentaje, al menos de 0.5%, de arsénico en el concentrado final). Esto se basa en los resultados obtenidos en laboratorio metalúrgico, en particular en el grupo lixiviación alcalina cumpliendo con la primer prueba metalúrgica que sostiene que el compuesto de Na₂S + NaOH reduce las impurezas arsénico, en las pruebas LX 2, LX 3, LX 4, LX 5, LX 6 se obtuvo una eliminación porcentual sustancial (29.51 % a 31.84 %), que es % de reducción de arsénico en el concentrado lixiviable final en relación con el % de arsénico total y total contenido en el concentrado original, con una reducción de un rango de 0.90 %, 0.91 %, 0.97 %, 0.92 %, 0.95 %, respectivamente, con un porcentaje de sólidos que varía de 0.5 % a 1.5 %”. (Cabanillas y Sánchez, 2014)

De igual manera, se encontró que “en el caso del antimonio se presenta la prueba LX 3, LX 6. El porcentaje de remoción de antimonio contaminante es de 78.89 % a 80.76 %, que corresponde a la reducción porcentual en el contenido de antimonio en el concentrado lixiviado final con relación al % obtenido en la totalidad de antimonio o en el contenido de concentrado original, esta reducción neta es aproximadamente 1.52 % frente a 1.56 % respectivamente como porcentaje de los sólidos estimados 0.75 % y 1.50 % respectivamente”. (Cabanillas y Sánchez, 2014)

Por consiguiente, “a este grupo le corresponden las pruebas metalúrgicas denominadas primera prueba metalúrgica que tiene como objetivos la disminución de arsénico de referencia (LX 2, LX 3, LX 4, LX 5, LX 6), y las pruebas de antimonio (LX 3, LX 6) se realizaron con resultados positivos en las pruebas mencionadas anteriormente, se agruparon en un ensayo único denominado primera prueba metalúrgica” (Cabanillas y Sánchez, 2014).

2.2 Bases teóricas

2.3 Tipos de explotación minera

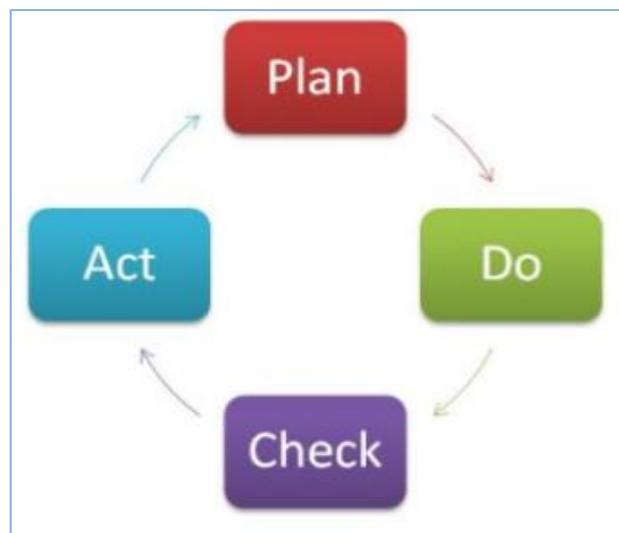
Existen dos tipos de explotación minera, estas son: la minería de tajo abierto y la minería subterránea.

La minería de tajo abierto: basado a lo que dice la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía (SNMPE) este “es un método de minería que se lleva a cabo cuando los yacimientos son grandes y cercanos a la superficie” (Sociedad Nacional de Minería, 2011).

La minería subterránea: es aquella minería que se realiza “mediante varios métodos de ingeniería a continuación superficie del suelo” (Sociedad Nacional de Minería, 2011).

Ciclo de mejora continua PHVA

Figura 1: ciclo PHVA



Fuente: Deming (1998)

A continuación, se describen las cuatro palabras que conforman el nombre del ciclo PHVA (Planificar-Hacer-Verificar-Actuar):

Planificar (*Plan*): esta actividad identifica acciones que se pueden mejorar y establece metas. Existen varios métodos y herramientas para recolectar ideas o tener una lluvia de ideas, como son los grupos de trabajo, brainstorming, etc.

Hacer (*Do*): en esta etapa se realizan los cambios propuestos para implementar la mejora continua, para ello se recomienda realizar primero una prueba piloto a fin de que se pueda verificar el desempeño de esta.

Verificar (*Check*): después de hacer los cambios se da un tiempo para revisar el trabajo y así confirmar si se está cumpliendo con las metas planteadas en la etapa de planificación.

Actuar (*Act*): tras comprobar el funcionamiento deseado del trabajo, se evalúan los nuevos resultados y se comparan con los resultados antes obtenidos para luego implementar la mejora, y así medir los resultados; si estos son gratos entonces se procede a realizar la mejora.

Cuello de botella

Decimos que tenemos cuellos de botella cuando hablamos de “aquellas acciones externas al proceso que reducen y dificultan el correcto desarrollo del proceso, aumentan la latencia y disminuyen la productividad. sistema. Como consecuencia, esto conduce a mayores costos” (Casas, 2014). Dichos embotellamientos pueden presentarse tanto en el personal como en los equipos, y en ambos casos le provocan una pérdida significativa de productividad al sistema debido a muchos factores como son: la falta de mantenimiento adecuado, la falta de preparación, entre otros.

El cuello de botella o embotellamiento también es conocido como un recurso que restringe el sistema de producción. En la actualidad existen varias definiciones sobre este término, sin embargo, para esclarecer su conceptualización y tener una pequeña aproximación a su significado se pueden mencionar los siguientes términos básicos:

- Es un punto de embotellamiento que surge en el proceso.
- Un recurso con una capacidad menor que la requerida.
- Un proceso que limita el rendimiento del sistema.
- El personal, los equipos o el conjunto de procesos que restringen la operación.

Si bien “los cuellos de botella se manifiestan de manera temporal o algunos permanecen por bastante tiempo, la definición general de un cuello de botella es que “algo” limita la velocidad de producción o el rendimiento” (Yong-Cai et al., 2015). No obstante, “en la gran mayoría de procesamiento, los embotellamientos son limitados, por lo que se sugiere la optimización de la mejora del equipo para este tipo de pregunta” (Lean Dynamics LLC, 2011).

De acuerdo con Timilsina (2012) “existen varios tipos de embotellamientos”. A continuación, se presentan algunas de las restricciones que pueden surgir en el transcurso del proceso que se desarrolla en una planta:

- Restricción de personas: o también llamado el factor humano, en varios procesos de la empresa laboran muchos tipos de personas que tienen diferentes niveles de educación, experiencia, edad, entre otras características disímiles.
- Restricción de materiales: el factor productividad puede verse afectado por una mala gestión de los inventarios, un cálculo deficiente de la demanda, un financiamiento inadecuado, entre otros factores que conllevan a que el proceso de material sea inadecuado, lo que implicaría disminuir la capacidad de la empresa para manejar correctamente los plazos de entrega.
- Limitaciones en los equipos: estos grupos de productos tienen como objetivo satisfacer las exigencias de mercado y ser manejables, de esta manera ser capaces de satisfacer las necesidades futuras. Estos cuellos de botella se generan por una planificación inadecuada, avería de la máquina, pocas piezas de repuesto, servicio inapropiado o la baja disponibilidad de la máquina o de los equipos.
- Restricciones del proceso: en las empresas de fabricación estas restricciones generan problemas de calidad, limitaciones de recursos o espacio reducido en el proceso de producción; las cuales pueden ocurrir en cualquier momento o etapa del proceso, por lo que usualmente provocan retrasos en el sistema de producción.
- Restricciones de gestión: la buena gobernanza conduce a un mayor rendimiento y, por ende, a mayores ganancias, por eso se debe tener mucho cuidado se realizan estas tareas de gobernanza en las empresas. La gerencia debe ser consistente con los objetivos planteados por la compañía, puesto que a veces la gestión de la compañía puede ser un motivo que genere desmotivación, o bien una gestión ineficiente de los recursos puede provocar limitaciones.
- Restricciones políticas: las políticas de fabricación tienen que ser coherentes con las metas propuestas en la planificación y debemos tenerlas claras para poder tomar medidas cada vez que sea necesario. Naturalmente, la gerencia no puede identificar de manera específica todos los problemas, lo que conlleva a limitaciones en la operación de la planta. De allí que esta sea la limitación que se da con más frecuencia.
- Limitaciones ambientales: hay diferentes tipos de logros, requisitos y expectativas que debe cumplir una empresa para ser socialmente responsable,

por eso si la empresa no cuenta con estos elementos o falta cualquiera de ellos puede generarse un cuello botella.

2.4 Factores que influyen en la flotación de cobre y molibdeno

La flotación se entiende como “un proceso de separación fisicoquímica que usa la diferenciación en las propiedades superficiales de minerales valiosos y minerales que no se desea” (Napier-Munn, 2005)

“El rendimiento del flotador está influenciado por variedad de factores, que se pueden diversificar en grupos de tres, incluidos los parámetros de funcionamiento, máquinas variables y propiedades minerales. Los parámetros de la máquina y operaciones están relacionados con la naturaleza fisicoquímica de los ensayos de flotación y las propiedades minerales asociadas con las cualidades fisicoquímicas del mineral”. (Napier-Munn, 2005)

Tabla 1: factores que influyen en la correcta flotación de cobre

SISTEMA DE FLOTACIÓN	
Mineral	Tipo de mineral (Sulfuro, óxido, etc) Mineralogía (Mineral valioso y ganga) Tamaño de partícula (F80) Liberación Superficie de oxidación
Componentes operacionales	Reactivos (Colectores, Activadores, Espumantes, depres antes) Modificadores de Ph Porcentaje de sólidos Temperatura Densidad de pulpa Ratio de alimentación
Equipos	Ratio de flujo de aire Tamaño de burbuja Diseño de celda Geometría de impulsores Tiempo de residencia Flujo turbulento Nivel de agua, espesor de espumas

Fuente: elaboración propia

Especies mineralógicas con contenido de arsénico

Entre las especies mineralógicas que contienen arsénico, aunque existen más de 200 variedades, podemos encontrar arseniuros, sulfuros, arsenopirita, óxidos elementales arseniatos, arsenitos y en el medioambiente no se puede encontrar con facilidad, pero muchos de estas especies están diseminadas en la corteza terrestre, como es el caso de la arsenopirita (FeAsS) que es el mineral más abundante de arsénico” (Smedley, 2002)

Las especies mineralógicas esenciales como “el cobre y el arsénico se encuentran a menudo en cantidades variables en los sedimentos. Los principales minerales de cobre son: enargita (Cu_3AsS_4) y tennantita ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$)” (Lattanzi, 2008).

“La enargita (Cu_3AsS_4) se produce en venas hidrotermales formadas en temperaturas reguladas (300 - 400 °C). A bajas temperaturas se forma de enargita a lusonita (Cu_3AsS_4)” (Lattanzi, 2008). Este mineral “sustituye al mineral pirita y al mineral bornita dentro del pórfido cuprífero” (Segura, 1991), está compuesto por 48.42 % de Cu, 19.02 % de As y 32.56 % de S, y tiene las propiedades para convertirse en semiconductor (Lattanzi, 2008).

El Cu_3AsS_4 “es una especie mineralógica compleja de cobre y arsénico sulfurado que generalmente contiene cantidades significativas de plata y oro” (Tajadod, 1997), pero también puede contener una pequeña cantidad de una variedad de elementos como son el mercurio (Hg) y el antimonio (Sb).

Cabe mencionar que esta disertación se ha enfocado en los parámetros medibles del mineral a través de la verificación de otros dos componentes, y la variable que prevalece en este estudio es el pH.

Por la divergencia en las propiedades fisicoquímicas de la superficie de cada una de las especies es que se produce la división de estas durante la flotación, proceso fisicoquímico que se da como una alternativa al proceso de disgregación mediante medios densos, pues la complejidad de la generación de un líquido de cierta densidad obligaba a usar modificadores de pulpa para optimizar la correcta selectividad en la flotación. Ahora, “los modificadores de pulpa hacen posible procesar partículas mineralógicas con propiedades hidrófobas, de tal manera que en presencia de un medio que consiste en aire y agua (burbujas), las partículas hidrófobas repelen el agua y se adhieren a burbujas de aire que suben a la superficie del líquido” (Foster, 1997).

El proceso de separación en referencia comprende tres fases: en una primera etapa se encuentra en estado sólido donde las partículas están finamente molidas, luego pasa a una fase líquida (agua y reactivos) en la cual se hallan sumidas las partículas, y finalmente pasa a la fase de aire donde se inserta en la lechada con la formación de diminutas burbujas.

Para que se lleve a cabo el proceso de flotación “las partículas valiosas deben adherirse correctamente a las burbujas logrando retirar el agua de la superficie de mineral, es por esto que es importante que las especies valiosas estén unidas a algo repelente al agua o hidrofóbico”. Mientras el compuesto de partículas, esto es, las burbujas, deban tener una densidad total menor para que estas se pueden transportar a la superficie como medio de liberación. Sin embargo, no siempre la burbuja tiene la suficiente fuerza para llegar a la superficie sin romperse; por eso es necesario que cuando esta llegue a la superficie se forme la espuma que permitirá que permanezcan compactadas las partículas, caso contrario las burbujas estallarán y las partículas flotantes se sedimentaran hacia interior de la celda.

“La enargita es un mineral de sulfuro de cobre y arsénico, con fórmula química Cu_3AsS_4 ”, este elemento se puede presentar en la forma de cristales grises que tienen una parte superior rosada y un brillo casi metálico. Su delaminación es notable, casi ideal en una dirección, y la naturaleza de los cristales prismática y a menudo con ranuras en los extremos es muy particular.

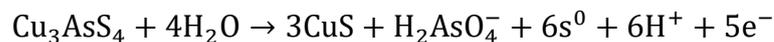
Este mineral es “hidrotermal de temperatura media”. Estos depósitos mineralógicos están asociados con algunas especies mineralógicas como el cuarzo, la bornita, galena, esfalerita, tennantita, calcocita, calcopirita, covelina, pirita y otros sulfuros. La enargita es bastante abundante y generalizado, aunque los ejemplares bien cristalizados son escasos”.

En el trabajo *Solution and flotation chemistry of enargite*, su autor, Kantar (2002), “se estudió la flotabilidad natural que posee la enargita a distintos valores de pH con la utilización de peróxido de hidrógeno y sulfuro de sodio para controlar el pH de la pulpa”. Como resultado Kantar (2002) encontró que la flotabilidad de la enargita natural “dependía en la mayoría de los casos del pH de la pulpa. A pH ácido, la enargita exhibe flotabilidad natural y puede flotar sin un colector. [Pero al] agregar peróxido de hidrógeno aumentó la extracción de enargita ya que la formación de azufre nativo

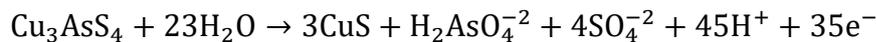
hidrófobo en la superficie de la enargita. En otro caso, la flotabilidad de la enargita disminuyó en condiciones de pH alcalino”.

Por otra parte, en el estudio la hidrofobicidad del elemento “se redujo cuando se adicionó peróxido de hidrógeno y, por otro lado, la flotación libre del yacimiento no fue posible debido a que se formaba CuO” (Kantar, 2002). Los resultados que obtuvo el investigador del trabajo referido “se correlacionan con los hallazgos de (Lattanzi, 2008); sin embargo, Castro y Honores (2000) observaron una ligera flotabilidad de la enargita en un mayor rango de pH e informaron que la enargita no flota de forma natural”.

En el estudio se propuso como reacción de oxidación de la enargita en medio ácido (Kantar, 2002) la siguiente:

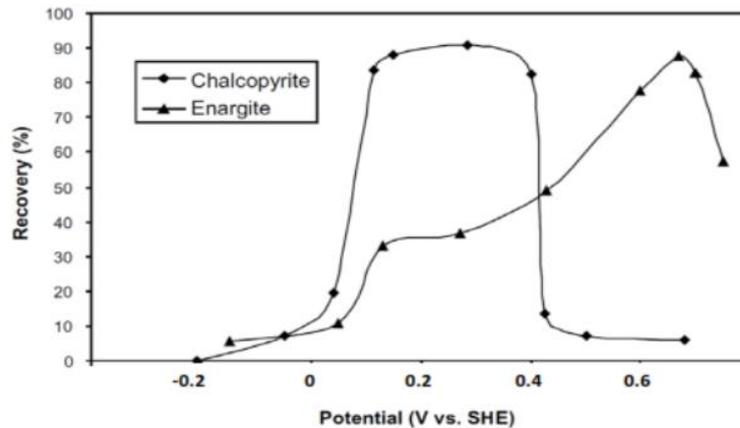


Y la reacción de oxidación de la enargita en un ambiente alcalino fue:



En otro estudio titulado *Selective flotation of enargite from chalcopyrite by electrochemical control*, Guo y Yen (2005) “se investigó la flotación sin reservorio de enargita y calcopirita con un pH de 10. A este pH, la calcopirita flota fuertemente en el rango Eh de +0.1 V a +0.4 V SHE, pero la enargita no flota por debajo de +0.05 V SHE. La recuperación en la flotación de enargita incrementó de manera considerable a medida que el potencial en la pulpa subió de +0.05 a 0.1 V SHE”. Luego su recuperación se incrementó progresivamente a medida que el potencial pulpar aumentó de +0.1 V a +0.7 V SHE; pero se redujo a medida que el potencial pulpar aumentaba. En la investigación la menor capacidad de flotar sin escobillas de enargita con un bajo electro potencial de 0.5 V se asoció con la ausencia de So en las burbujas con enargita (Guo y Yen, 2005).

Figura 2: diferentes condiciones de pH en flotación de calcopirita y enargita



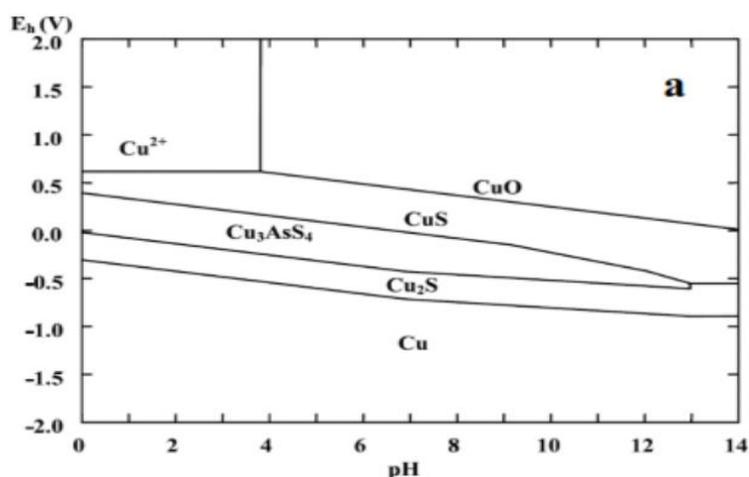
Fuente: (Guo y Yen, 2005)

De otra parte, en su estudio *Removal of arsenic(V) from spent ion exchange brine using a new class of starch-bridged magnetite nanoparticles*, An et al. (2011) “investigaron la flotabilidad natural arsénico metálico. Para el ensayo se utilizó una mezcla de arsénico metálico, que se realizó a pH natural y pH 6 durante 8 minutos con un evaporador de polipropileno glicol, que es un espumante. En estas condiciones se observó arsénico con poca flotabilidad” (An et al., 2011).

Los autores An et al. (2011) mostraron que el diagrama Eh - pH de la enargita se puede fraccionar en varias partes, como se muestra en las figuras 3, 4 y 5. Las divisiones que pueden realizar del diagrama son: sistema pulpar de cobre-agua, sistema pulpar de arsénico-agua y sistema pulpar de azufre-agua.

Cabe mencionar que en el diagrama Eh - pH observado en la pulpa cobre-agua se asume que la enargita se convierte primero en CuS y después en Cu_2S , el cual se oxida posteriormente a CuO en un ambiente alcalino y a Cu en un ambiente ácido cuando la solución es altamente oxidante.

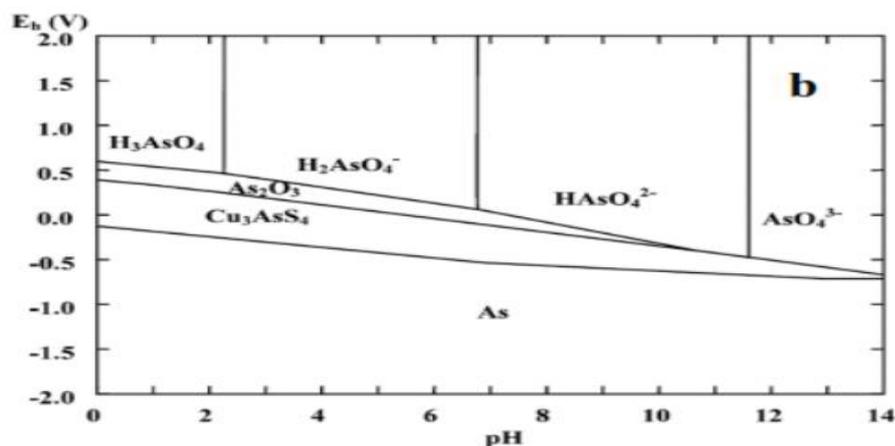
Figura 3: sistema cobre-agua y el diagrama EH-pH



Fuente: (Kantar, 2002)

La siguiente figura muestra los tipos de arsénico en arsénico/agua, allí se puede observar que el HAsO_4^{2-} se vuelve dominante en condiciones neutrales y alcalino, y que tanto el H_2AsO_4 como el AsO_4^{3-} prevalecen en situaciones ácidas y al estar en condiciones solubles que pueden eliminarse, siempre que sea en un estado denso.

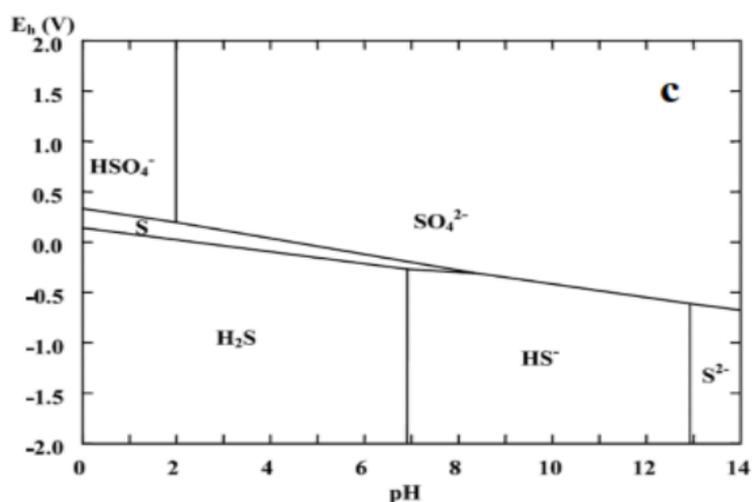
Figura 4: sistema arsénico-agua y su diagrama EH-pH



Fuente: (Kantar, 2002)

En la siguiente figura se observa que la enargita se transforma (oxida) a azufre nativo en los diversos rangos de pH.

Figura 5: sistema sulfuro-agua y diagrama EH-pH



Fuente: (Kantar, 2002)

No obstante, este “se transforma fácilmente en SO_4^{2-} como consecuencia a la inconstancia del azufre nativo en condiciones alcalinas” (Kantar, 2002).

Control de potencial

Una abundante literatura que aborda el tema de “la flotación selectiva de enargita se basa en el control del potencial. [Por eso es importante] tener en cuenta que aumentar el pH reduce el potencial y viceversa”.

Los investigadores que patentaron “el proceso de concentrado enargita de calcocita” fueron Veith et al. (1993), este consistía en “retirar de la pulpa la enargita variando el potencial y pH de celulosa”. Al utilizar el peróxido de hidrógeno (H_2O_2) mientras se regula el ORP entre 50 y 200 mV vs. SHE, la enargita puede flotar. En este estado la cantidad óptima de agente oxidante debe ser lo más pequeña posible para permitir la separación anhelada de enargita y calcosina, el pH está configurado como indefinido y se añade un agente que ayude a la generación de espuma (MIBC) y reactivos colectores (xantatos). El mineral “enargita” se obtiene en el concentrado número uno, posteriormente el pH debe ajustarse de nuevo haciendo que la calcocita flote. Así pues, el ajuste potencial parece ser entonces decisivo en la flotabilidad de la enargita, y la variación de pH a la flotabilidad de la calcocita.

Por su parte, Menacho y Aliaga (1993) “usando barras de enargita, calcopirita y pirita, comprobaron que la enargita tiene flotabilidad selectiva de calcopirita por control del

potencial de pulpa. Las muestras se pre trataron con agentes químicos oxidantes y después se colocaron en una solución de un agente químico colector utilizando aire”. Aquí, los resultados de este paso del estudio mostraron que la flotabilidad de la enargita se redujo en parte cuando fue expuesta a un agente químico oxidante, mientras que la capacidad de flotar de la calcopirita se vuelve casi nula en ese caso.

Otros autores como Hernández (2003) han encontrado en sus estudios “que la enargita conserva su buena flotabilidad posterior al pretratamiento oxidativo, esto ocurre por la posible generación de azufre elemental en esta superficie, pero se pierde por completo después del pretratamiento restaurador”.

Uso de los reactivos

En el documento *A Comparison of Surface Properties and Flotation Characteristics of Enargite and Chalcopyrite* los autores Tajadod y Yen (1997) plasmaron su investigación sobre “si es posible la correcta separación de enargita y calcopirita usando depresores de NaCN y $KMnO_4$ ”. En el estudio Tajadod y Yen (1997) encontraron una “secuela que se da al usar cianuro de sodio con permanganato de potasio sobre la preadsorción de xantato con pH 9. Entonces concluyeron que la capacidad de adsorción de xantato en estas condiciones en la superficie del mineral es del orden: enargita sintética \ll enargita natural \ll calcopirita”.

Posterior al trabajo mencionado, Yen y Tahadod (2000) realizaron un estudio sobre la *Selective Flotation of Enargite and Chacopyrite Proceedings* donde “presentan un método diferente observando que se deprime la enargita y que la calcopirita flota. El depresor utilizado es una mezcla química de magnesio y amonio, fue preparado combinando 0.5 M de cloruro de magnesio ($MgCl_2 \cdot 6H_2O$), 2.0 M de cloruro amonio (NH_4Cl) y 1.5 M de hidróxido de amonio (NH_4OH). Este depresor ayuda a que la enargita se deprima deshabilitando la adsorción de xantato en su superficie”.

En este proceso se forma AsO_4^{-3} en las burbujas que contienen enargita, el cual, dado que tiene una gran afinidad con el magnesio, se une a este formando así el complejo hidrofílico $AsO_4NH_4Mg \cdot 6H_2O$. Esta formación bloquea la adherencia de xantato en las burbujas que contienen enargita.

De otro lado, Fernández (2013) “planteó la hipótesis de hacer que la enargita se deprima de los concentrados finales de cobre y molibdeno, a través de una capa específica del

compuesto $\text{MgNH}_4\text{AsO}_4 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ adicionado a la superficie de la enargita. Es así que se llevaron a cabo pruebas de flotabilidad a ciclo abierto para verificar la eficacia del compuesto depresivo. Al evaluar el compuesto deprimido se llevó a cabo al nivel de la segunda etapa de purificación y solo se logró un pequeño efecto depresivo, reduciendo el restablecimiento del arsénico aproximadamente un 87 % con pH de 10”.

2.5 Definición de términos básicos

Geología: es “la ciencia que estudia, externa o internamente, la naturaleza de los materiales que hacen posible esta formación, las variaciones o cambios que se han dado desde su iniciación hasta su estado actual” (Real Academia Española [RAE], 2016).

Mineral: un mineral “es un elemento que se forma en una capa rocosa de la tierra y se diferencia por su estructura y composición química bien definida” (SNMPE, 2014).

Yacimientos: “Se describe como aquella parte de la corteza terrestre en la que, debido a procesos geológicos, se ha producido un acopio de materias primas (minerales), que por su propiedad es beneficiosa para su posterior explotación” (Servicio Geológico Mexicano [SGM], 2014).

Mena: es definido como aquellos “minerales que se encuentran en las minas y que son de interés económico que se pueden extraer” (Corporación Nacional del Cobre de Chile [Codelco], 2016).

Ganga: son “rocas estériles, minerales que no tienen ningún valor económico y elementos metálicos acompañantes que se extraen de proceso metalúrgico” (Codelco, 2016).

Minería: “Es el acto del cultivo o labranza del suelo. Según esta definición, la minería se conceptualiza como la principal actividad destinada a procesar los recursos de la tierra para obtener concentrados finales” (RAE, 2016).

Lixiviación: es un proceso metalúrgico, el cual consiste en la disolución de un mineral para restaurarlo con un reactivo químico.

Flotación: es el proceso de separación de sulfuros de diferentes minerales.

Enargita: se trata de un mineral de cobre que contiene arsénico en su estructura.

Capítulo III

3.1 Tipo de investigación

Para este trabajo se desarrolló una investigación no experimental.

3.2 Diseño de investigación

Se trata de un diseño que es correlacional.

3.3 Población y muestra

La población del estudio es una empresa minera. En la investigación se han incluido muestras de datos del año 2019, las cuales fueron obtenidas de dos frentes de explotación.

3.4 Muestra

Número de muestras:

n : tamaño de muestra

Z : nivel de confianza (95 %) = 1.96

p : proporción (50 %) = 50

q : proporción (50 %) = 50

N : tamaño de la población = 60

e : error máximo permitido (3 %) = 3

$$n = \frac{Z^2 * p * q * N}{e^2(N - 1) + Z^2 * p * q}$$

Tamaño de la muestra:

$$n = \frac{1.96^2 * 50 * 50 * 60}{3^2(600 - 1) + 1.96^2 * 50 * 50} = 23.5$$

3.5 Técnicas e instrumentos para la recolección de datos

Para poder recolectar los datos utilizamos la información que proporcionó la compañía minera que ha sido objeto de estudio y análisis en esta investigación. Las fases que se siguieron en el proceso fueron las siguientes:

1. Preparación concentrada (cabeza)

La muestra característica de concentrado fue representativa de este y se consiguió en diferentes días. El concentrado fue homogeneizado en un proceso que costó de pasos secuenciales de cono y cuarteado, a fin de poder obtener una muestra representativa para el desarrollo del acondicionamiento hasta la segunda flotación.

2. Preparación de pruebas de eliminación de arsénico

Sobre la base que aporta la experiencia obtenida en otros estudios con mineral de cobre se tomaron las muestras de las pruebas experimentales, y se exponen a continuación:

- i. Influencia de la concentración de la solución:

Tabla 2: solución para los reactivos

Prueba	NaOH (Mol/litro)	Na ₂ S (mol/litro)
1	3,5	1,0
2	3,0	0,5
3	2,0	1,0
4	1,0	1,0
5	1,5	0,5

Fuente: propia

En esta tabla se observamos que a mayor adición de hidróxido de sodio (NaOH) y sulfuro de sodio (Na₂S) se tiene una mayor depresión de arsénico, pero solo hasta cierta cantidad, puesto que también es posible que se depriman partículas valiosas como el cobre y el molibdeno.

- ii. Influencia de la rapidez de agitación:

Tabla 3: influencia de los RPM en la agitación VS tiempo de residencia

Prueba	Revolución por minuto(RPM)	Tiempo (minutos)
1	100	20
2	200	20
3	400	20
4	500	20

Fuente: propia

En esta tabla se observamos claramente que la agitación en las celdas de flotación es esencial para la liberación y la dispersión de las partículas, lo que ayudaría a separar las partículas valiosas como el cobre y el molibdeno de las partículas no deseadas, esto es, el arsénico.

iii. Impacto de la dimensión de partícula:

Tabla 4: efecto de la dimensión de las partículas sobre la dispersión del arsénico

Muestra	Granulometría (micrones)	Tiempo
1	100	20
2	74	20
3	37	20

Fuente: propia

En esta tabla observamos que cuanto más reducido es el tamaño de las partículas se tiene una mayor liberación de estas, lo que ayudaría a separar las partículas de cobre del arsénico. Esta liberación se podría dar en etapas anteriores del proceso como la molienda, o incluso desde la etapa de chancado; pero, si no fuese esto posible, se puede llevar a cabo una etapa de remolienda para ayudar a disminuir el tamaño de la partícula.

3. Control de pruebas para la remoción de arsénico

Las pruebas de remoción de arsénico que se realizaron en las primeras celdas y se monitorearon con base en los registros de medidas clave o variables, tanto en el ingreso como en la salida, en un formato de recolección de información. Luego se monitoreó la recuperación de cobre y arsénico en el concentrado final.

4. Control de pruebas para la remoción de arsénico

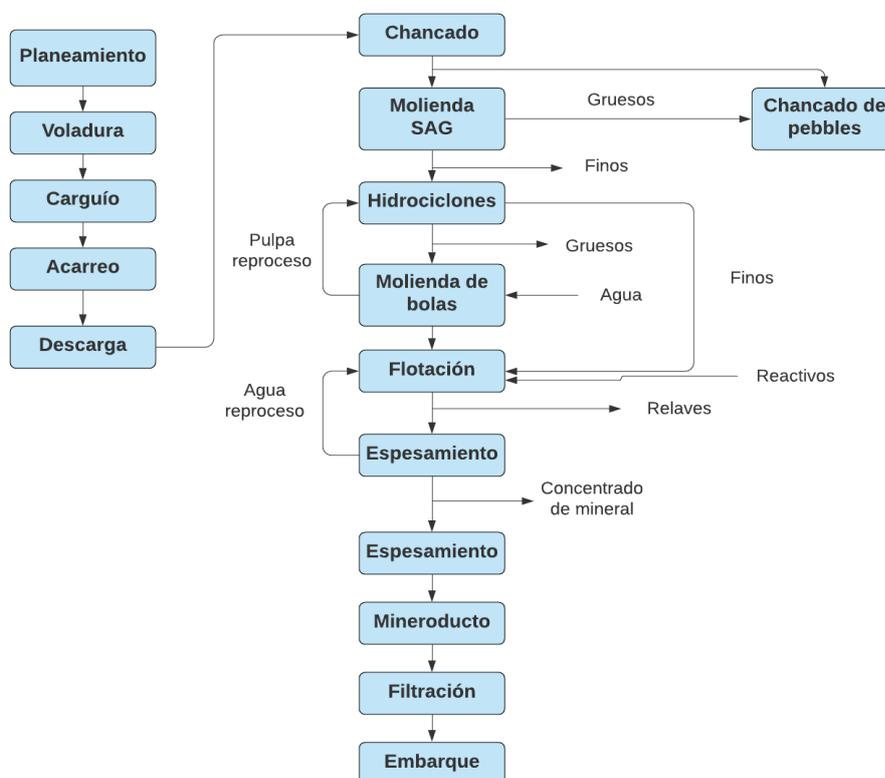
Asimismo, las pruebas de remoción de arsénico en las celdas de aprovechamiento se controlaron con base en el registro de parámetros básicos, tanto en el ingreso como en la salida, en el formato de recolección de información. Después se monitoreó la velocidad de la agitación vs. la liberación de las partículas.

5. Análisis químico

Para este análisis se tomaron dos muestras: la primera de tipo sólido y una más de tipo líquido; esencialmente se empleó la muestra del mineral que ingresa a planta (cabeza), la muestra de relaves (colas) y la muestra de percolación (PLS) para realizar el estudio correspondiente. La muestra sólida se analizó previamente y al finalizar el proceso por la cantidad total de cobre, arsénico y antimonio que tenía; mientras que la muestra líquida se analizó por un método volumétrico (titulación) que permitió determinar el contenido de arsénico (As^{+3}) y su basicidad. Luego se monitoreó la adición de reactivos ($NaOH$ y Na_2S) vs. la recuperación del cobre y el arsénico.

6. Proceso productivo de la empresa minera

Figura 6: diagrama de bloques

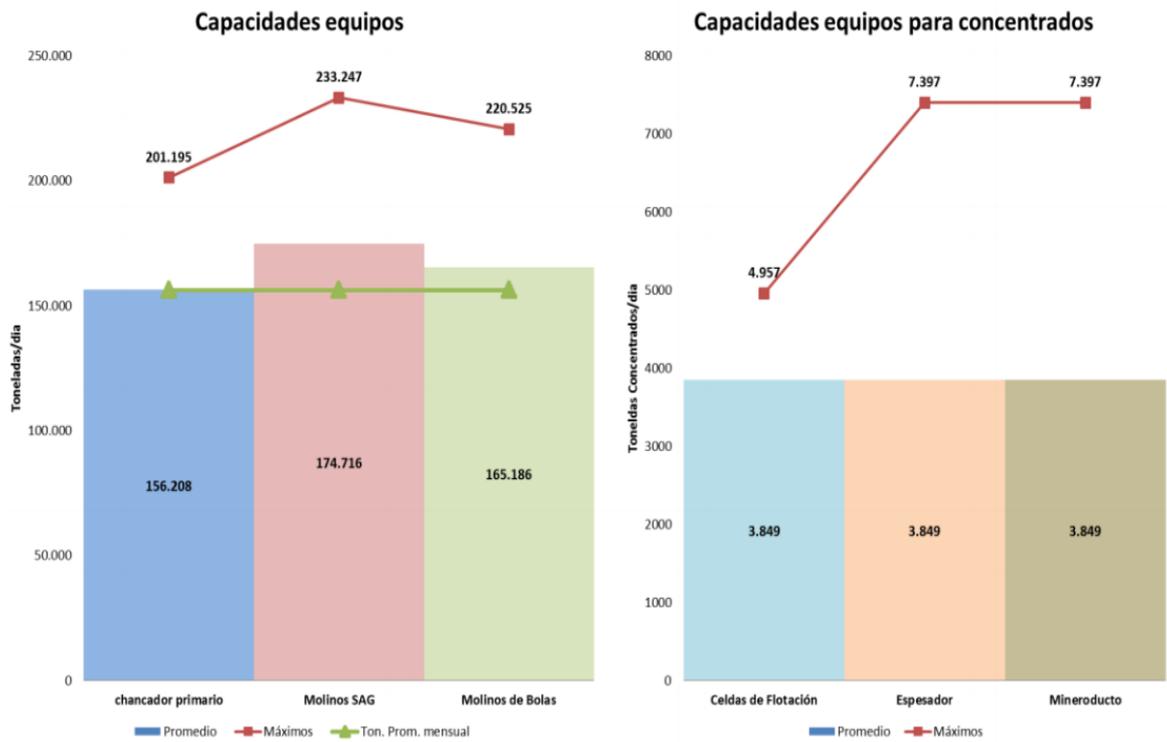


Capítulo IV

4.1 Resultados y discusión

En primer lugar, se procedió a calcular la mitad del mineral que pasa por todo el proceso de la planta concentradora. Luego, para el proceso de flotación, se calculó el concentrado que se produciría en un tiempo establecido de una hora.

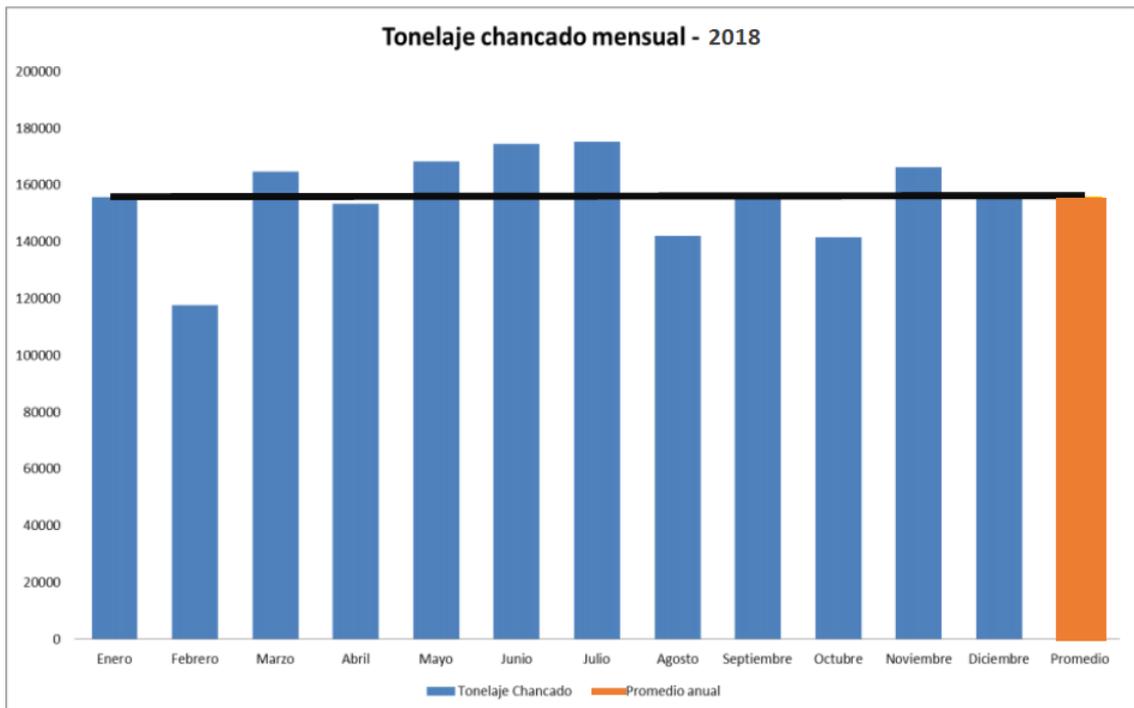
Figura 7: capacidad máxima por cada área



Fuente: elaboración propia

Después de determinar que el área de división es un área en la que se ubica el embotellamiento, se calculó el tonelaje del material triturado por mes y el medio mensual, como se observa en la Figura 8.

Figura 8: chancado mensual 2019



Fuente: propia

En la Figura 8 se observa claramente que la capacidad de la trituración puede llegar a ser de 160 000 toneladas por mes.

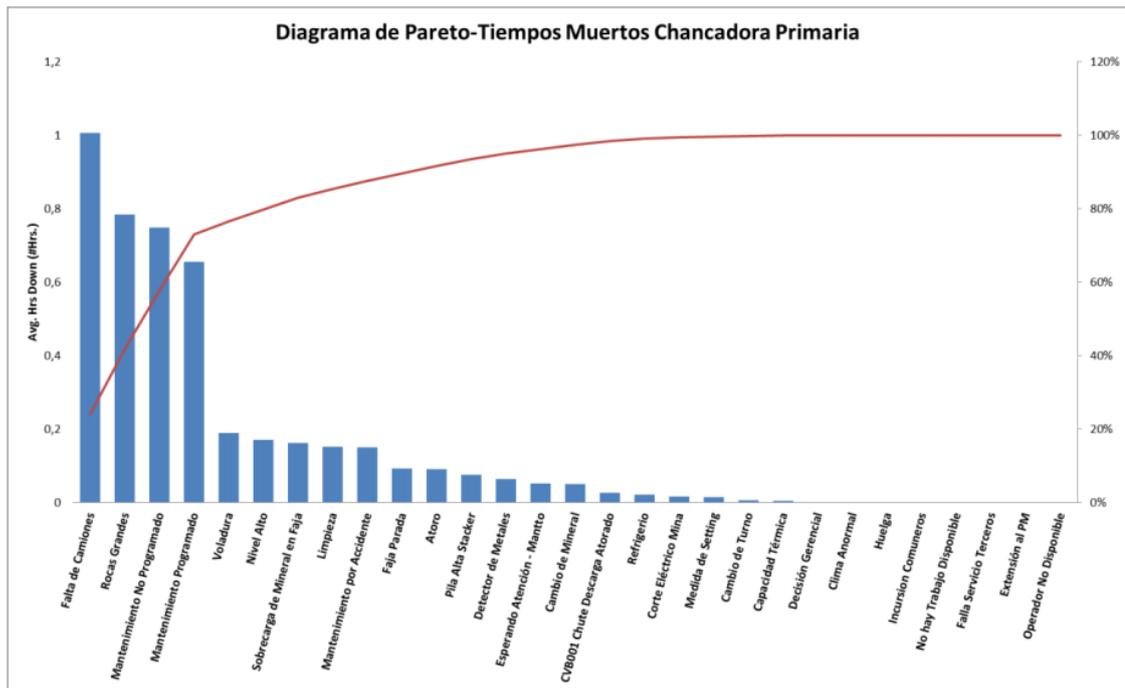
Determine cuánto tiempo de inactividad se puede optimizar en el área donde están los cuellos de botella.

1. Análisis de chancadora primaria

Una trituradora o chancadora primaria es una gran máquina que tiene forma cónica y se usa para reducir el tamaño de las rocas que contienen metales, los cuales provienen del área de la mina. La trituradora primaria es rotatoria 69 'x 89', y es impulsada por la flota de camiones volquete que hay en la mina (120 camiones volquete en total) para todo tipo de minerales y la vía faja transportadora, o Apron Feeder en inglés, que los lleva hasta los apiladores o *stock piles*.

En la etapa de fragmentación se analizaron los eventos que generan paros y/o tiempo de inactividad cuando se recibe el alimento mineral, lo cual afecta los demás procesos.

Figura 9: tiempos muertos en la chancadora primaria (Pareto)

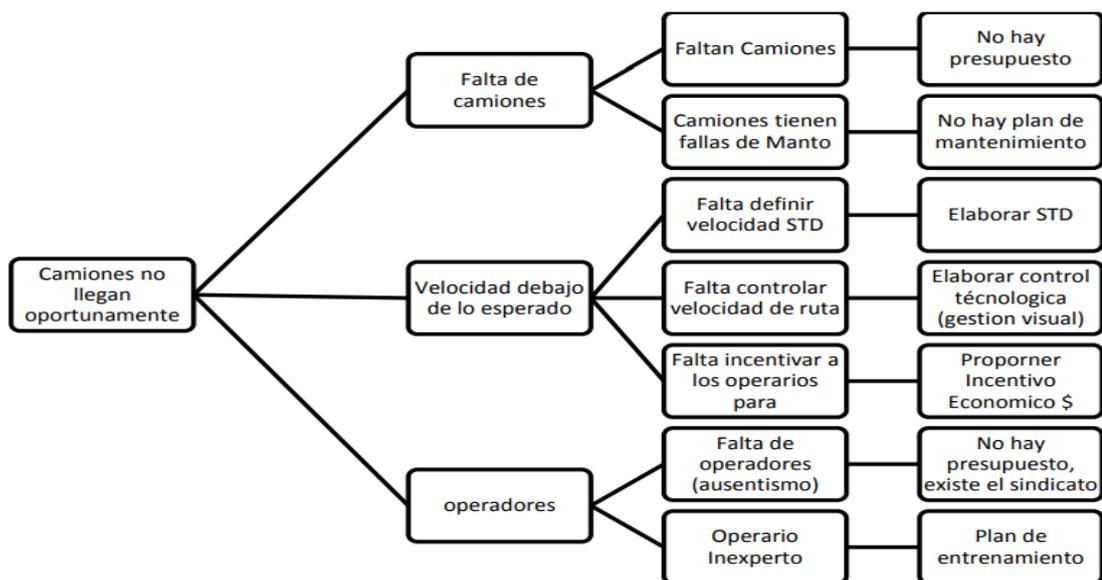


Fuente: elaboración propia

De acuerdo con el análisis realizado se encontró que los eventos que inician el tiempo muerto, tiempo de detenciones son: la ausencia de camiones, las rocas sobredimensionadas y los mantenimientos planeados o no planeados.

i. Análisis de falta de camiones

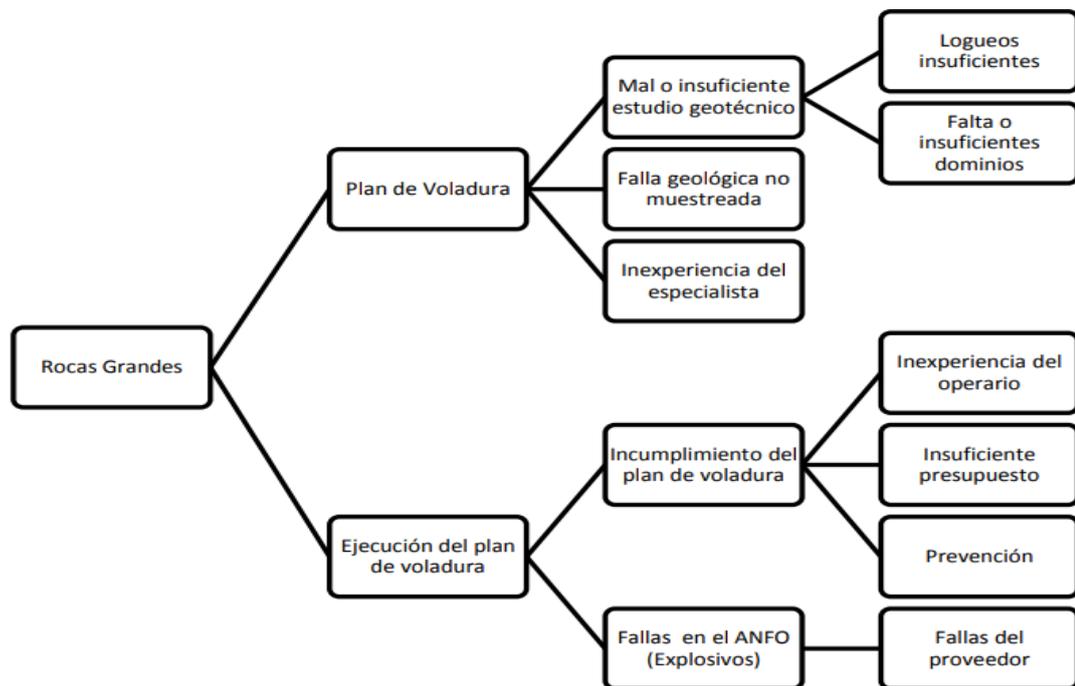
Figura 10: análisis de falta de camiones



Fuente: elaboración propia

ii. Análisis de rocas grandes

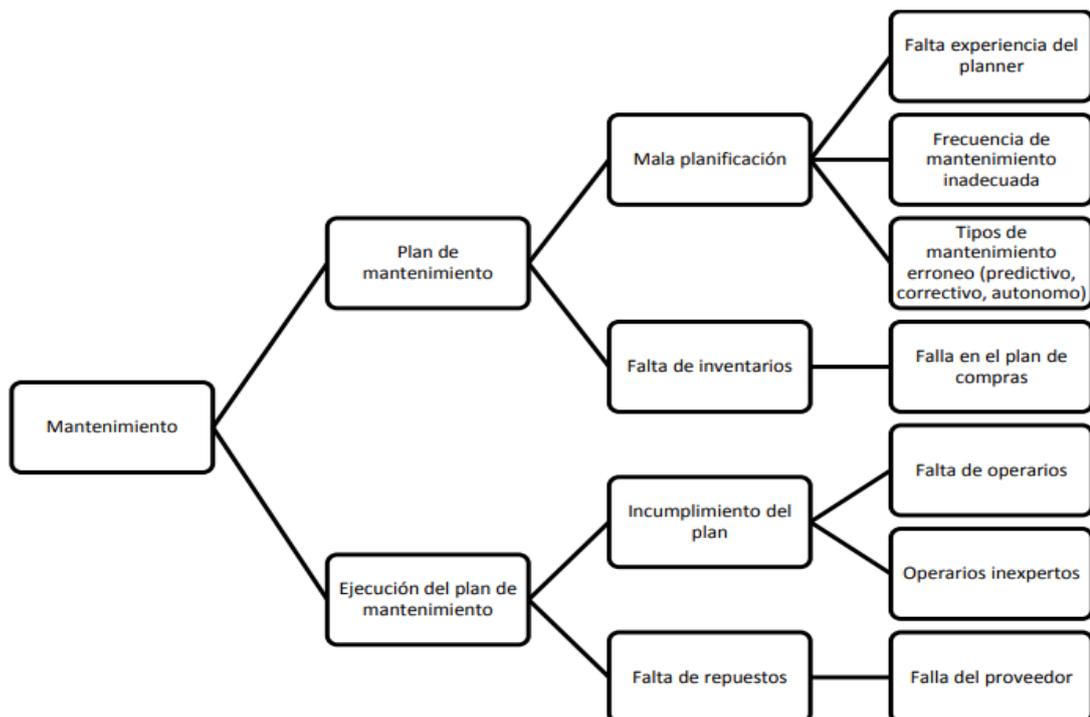
Figura 11: análisis de árbol rocas grandes



Fuente: elaboración propia

iii. Análisis de mantenimiento

Figura 12: análisis de mantenimiento

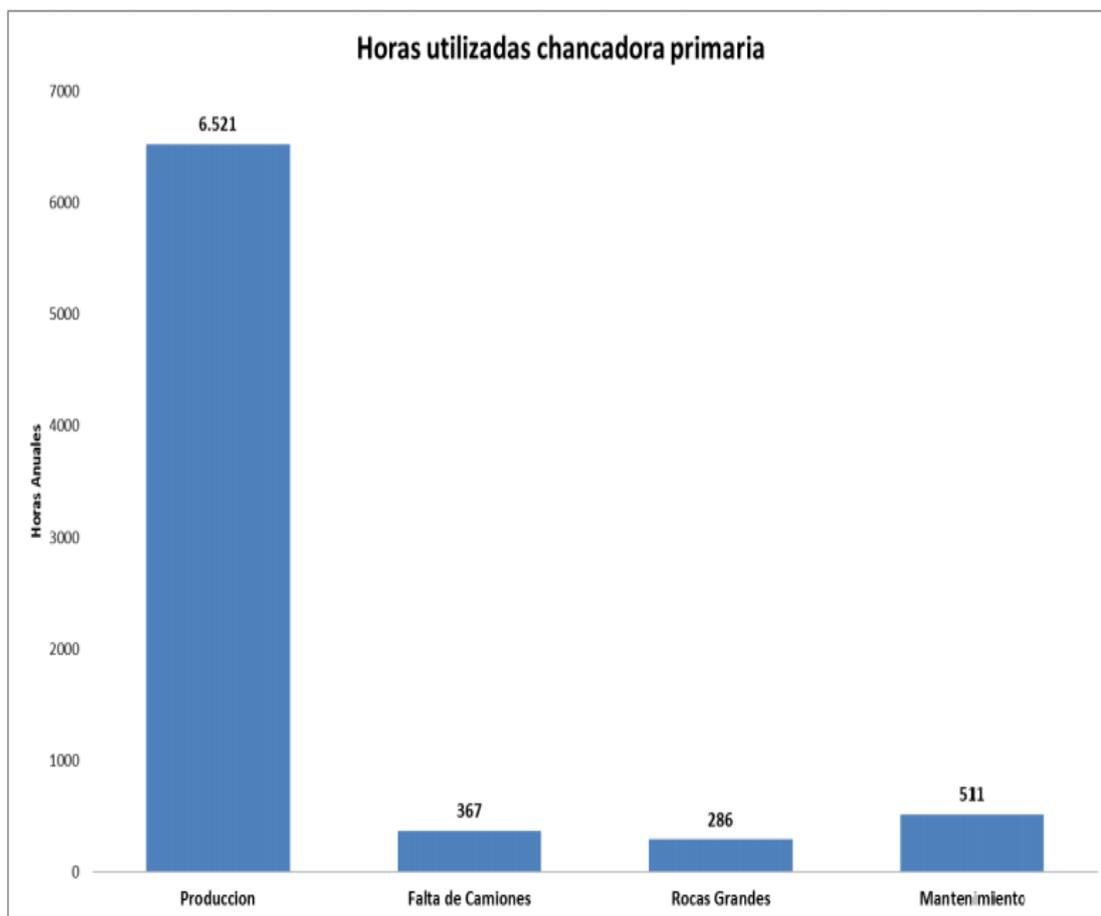


Fuente: elaboración propia

2. Análisis sobre cuánto podría mejorarse la velocidad de procesamiento

En este punto se revelaron las principales razones de ocurrencia del tiempo de inactividad de los equipos y las trituradoras. Luego se continuó cuantificando cuántos de tipos causales se encuentran en el proceso de producción de tonelaje triturado en una trituradora principal o primaria, cuyos resultados pueden verse en la Figura 13.

Figura 13: horas utilizadas en la chancadora primaria



Fuente: elaboración propia

En el año 2019 se descubrió que la trituradora primaria funcionó alrededor de 6521 horas únicamente durante el proceso de producción, realizando trabajos por un total de 337 días, teniendo en cuenta que hubo 28 días en los que estuvo parada la planta (mantenimiento completo de planta) y se tenía un 91 % de disponibilidad.

Tabla 5: horas perdidas chancado primario

Causal	Horas	% de horas de perdida de producción
Falta de camiones	237	5.6%
Rocas Grandes	286	4.4%
Mantenimiento	511	7.8%

Fuente: propia

También se realizaron estudios en el proceso de flotación. De acuerdo con lo observado se obtuvieron los siguientes resultados:

El mineral que ingresa a planta o cabeza presentó la siguiente estructura química:

Tabla 6: leyes de cabeza (concentrado)

Cu (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)	Ag (Oz/TC)
24.6	26.5	3.3	1.7	87.2

Fuente: elaboración propia

El análisis microscópico realizado por el encargado del Departamento de Geología de la empresa arrojó la siguiente información sobre los minerales:

Tabla 7: especie mineralógica

Minerales	Composición química	Mineral	Composición química
Calcopirita	CuFeS_2	Blenda Molibdenita	ZnS
Calcosina	Cu_2S	Pirita Magnetita	MoS_2
Digenita	Cu_9S_5	Limonita Ganga	FeS_2
Covelina	CuS	silícea	Fe_3O_4
Enargita	Cu_3AsS_4		$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$
Bornita	Cu_5FeS_4		
Idaita	Cu_3FeS_4		
Tennantita	Cu_3AsS_3		

Fuente: la empresa

Entre los tipos de cobre el más representativo corresponde a la calcopirita con un porcentaje de 37.90 %. En menor proporción se encontró la covelina que está

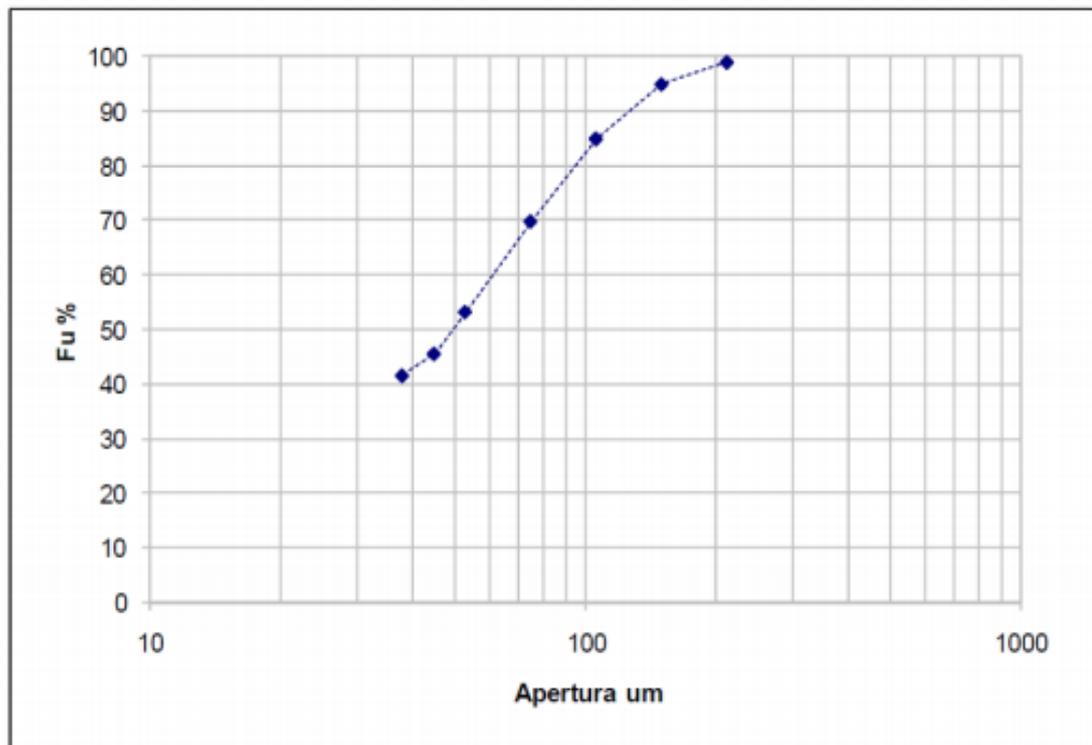
representada por la enargita y la bornita, así como por la digenita, la calcocita y la tennantita en las pistas.

Tabla 8: mineral de cabeza análisis de mallas (concentrado)

Abertura (micras)	Peso (gramos)	% peso	% <u>passing</u>
417	0.06	0.04	99.96
295	2.28	1.69	98.27
208	18.16	13.45	84.82
	114.5	84.81	0

Fuente: elaboración propia

Figura 14: distribución granulometría de concentrado



Fuente: elaboración propia

- i. El producto de disolver el arsénico en solución

Tabla 9: diversas concentraciones de arsénico vs. tiempo

Pruebas	Porcentaje de disolución de As		
	5 minutos	10 minutos	20 Minutos
1	0.3	0.7	1.15
2	0.4	0.8	1.0
3	0.4	0.9	1.5
4	0.2	0.5	0.8
5	0.3	0.6	0.9

Fuente: propia

- ii. Resultado de las RPM en la remoción del arsénico

Tabla 10: remoción del arsénico a diferentes RPM

Pruebas	Porcentaje de disolución del arsénico		
	5 minutos	10 minutos	20 minutos
1	0.3	0.6	1.1
2	0.3	0.5	1.0
3	0.6	1.1	1.5
4	0.5	0.9	1.6
5	0.5	1.1	2.0

Fuente: propia

- iii. Efectos de la disminución del tamaño de partícula sobre la remoción del arsénico

Tabla 11: remoción de arsénico versus granulometría de la partícula

Muestreo	Cantidad de remoción del arsénico		
	5 minutos	10 minutos	20 minutos
1	0.4	0.8	1.2
2	0.5	1.0	1.6
3	0.6	1.3	2.1

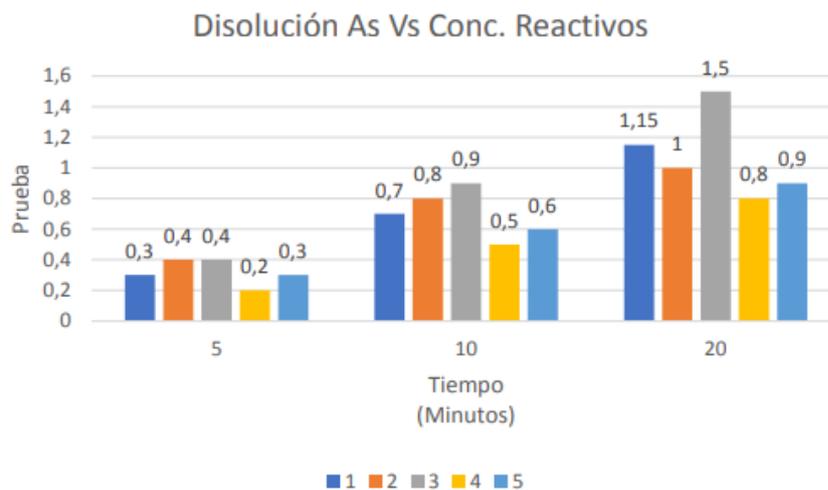
Fuente: propia

4.2 Discusión de los resultados

Uno de los objetivos del estudio fue averiguar cuáles son las razones de que se produzca el tiempo de inactividad en la operación diaria que generaba el cuello de botella, para así comenzar a determinar cuánto se podría mejorar el proceso de producción. Además, dado que la empresa minera, a pesar de ser una empresa de que trabaja de manera continua, recibe un producto que depende de especificaciones que no se pueden afrontar, para que se dé el aumento de la producción es necesario eliminar el embotellamiento físico, como es el caso de esta investigación.

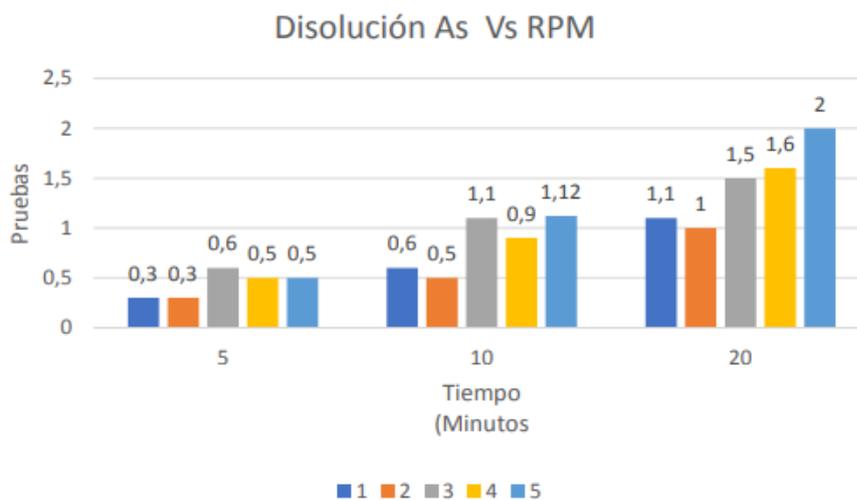
Efecto de disolver el arsénico en solución

Figura 15: disolución de arsénico vs. concentrado de reactivos



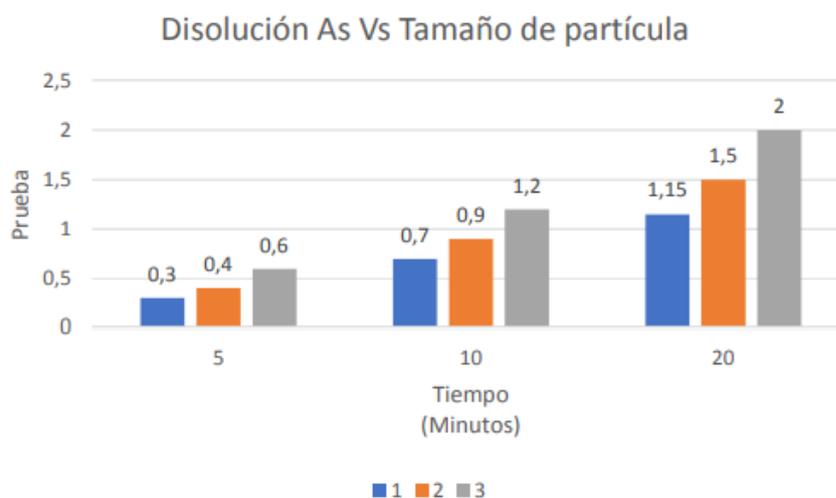
Fuente: propia

Figura 16: efecto de remoción de arsénico VS RPM



Fuente: propia

Figura 17: influencia de la granulometría de partícula en la remoción de arsénico



Fuente: elaboración propia

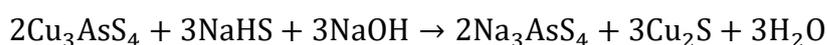
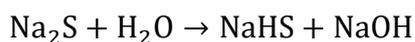
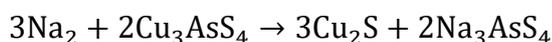
Figura 18: análisis en laboratorio químico

Minerales	Etapa previa	Etapa post-tratamiento
Cu (%)	24.5	27.1
Fe (%)	26.4	24.2
As (%)	3.4	2.24
Sb (%)	1.6	0.8
Ag (Oz/TC)	87.1	91.2

Fuente: propia

4.3 Pruebas

Las primeras pruebas para obtener oxidación sinérgica utilizando reactivos de NaOH y Na₂S, con pH básico indicaron que es factible disminuir la proporción de arsénico y antimonio en los concentrados finales de cobre y molibdeno de esta manera:



Además, se encontró que la enargita está presente en el campo que está desarrollando la empresa y que la extracción en la mina posee arsénico en su más básica estructura, que es la cristalina, en forma de sulfuro simple de arsénico y arsenopirita, de modo que la remoción se produce gracias a los minerales por iones.

Discusión de los resultados obtenidos

- Se sabe que el mineral enargita es un sulfosal, representa el origen de metales valiosos que tienen un elevado contenido de arsénico, al realizar el proceso se obtienen aguas residuales de tipo carcinogénico.
- Los experimentos realizados mostraron que la mayor disolución de arsénico se produjo mediante el sinergismo de reactivos con la siguiente proporción: NaOH: Na₂S; 2: 1.
- La disolución máxima de arsénico se logró a 500 RPM.
- Cuanto más pequeña sea la partícula, mayor será la disolución del arsénico.
- Habiendo desarrollado los experimentos utilizando pulpa con contenido de cobre y arsénico, para su implementación a nivel de minería es necesario implementar un preacondicionamiento con solución preestablecida sin que esta pueda afectar la etapa de limpieza de los concentrados finales.

Conclusiones

- Se ha establecido que hay embotellamientos en la planta productora, sobre todo en el área de chancado primario, ello conlleva a que este proceso limite a otros a un medio de 156 000 toneladas frente a las 174 000 que se pueden manejar.
- De acuerdo con los resultados se tiene un porcentaje de 17.80 % o exactamente 1034 horas mensuales de pérdida en el proceso de chancado, lo cual afecta el proceso de flotación de cobre.
- Los concentrados obtenidos de la empresa minera deberían tener una mayor cantidad de arsénico que no supere los límites que se permiten para su comercialización sin penalizaciones (menos de 2000 ppm de As), lo que está constantemente acarrea penalizaciones.
- En áreas dentro de la mina donde se explotan minerales de cobre, entre ellos la enargita, existen principales vestigios de plata que podrían ayudar a la obtención de mayores ganancias al ofrecer concentrados.
- Los experimentos realizados demostraron que al aplicar correlación de los reactivos: NaOH: Na₂S en el uso de 2: 1 es posible disminuir el contenido de arsénico en el concentrado final de cobre y molibdeno de un porcentaje del 3.3 % al 1.5 %, con agitación a 500 RPM y menor granulometría a 74 micras.
- Los experimentos mostraron que se puede introducir un acondicionador con una solución de NaOH y Na₂S en la etapa de purificación de los concentrados para quitar parcialmente el contenido de arsénico del producto final.

Recomendaciones

- Se sugiere realizar experimentos y pruebas de mejora para su implementación en el proceso productivo.
- Asimismo, se recomienda realizar investigaciones sobre el tratamiento de soluciones adquiridas con el contenido de arsénico y antimonio.
- Al analizar la cabeza de la cual estará “alimentada” la planta concentradora, se sugiere analizar de que zona de la mina proviene este mineral y así tomar las acciones correctivas en caso se tenga mineral con alto contenido de Arsénico.
- Finalmente, se recomienda estudiar los motivos por los cuales se produce el tiempo de inactividad durante el proceso de trituración o chancado, con el fin de aumentar la producción, dado que la planta tiene una capacidad máxima de 200 000 toneladas por mes.

Bibliografía

5 COÑAS RAMOS, JOEL. 2014. 2014. *Control de desgaste de neumático para reducir costo de operación.* Huancavelica : s.n., 2014.

A., Castellares T. Pedro. 2009. *Optimización en la planta de beneficio de compañía minera Volcan S.A.A. de unidad de producción Animón, mediante el uso de una celda de flotación Flash.* 2009.

An, B., Liang, Q., & Zhao, D. 2011. *Removal of arsenic (V) from spent ion exchange brine using a new class of starch-bridged magnetite nanoparticles.* 2011.

BAILAC. 2005. 2005.

BLANCO HINOSTROZA, ROBERTH JHON. 2016. *ESTUDIO DE LAS CONDICIONES QUE GENERAN DESCASTE ANORMAL EN LOS NEUMATICOS RADIALES.* HUANCAYO : FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA, 2016.

Cabanillas Padilla, Henry Richard y Sanchez Silva, Oscar Elviz. 2014. *Estudio metalúrgico de lixiviación de concentrados de plomo y cobre con alto contenido de arsénico antimonio y bismuto.* Lima : s.n., 2014.

Castro, S. H., & Honores, S. 2000. *Surface Properties and Floatability of.* s.l. : International Mineral Processing Congress,, 2000.

CIRO ESPINOZA, MONTES. 2014. *CONTROL DE DESGATE DE NEUMATICO.* HUANCAYO : SOLUCIONES GRAFICAS, 2014.

Curo Loro, Cristhian Gerónimo. 2008. *Control estadístico Multivalente en circuito de molienda en la concentradora Cuajone.* Lima : s.n., 2008.

Fernández-Bolaños Guzmán, J., Rodríguez-Gutiérrez, G., Lama Muñoz, A., Fernández-Bolaños Guzmán, J. M., Maya, I., López López, Ó., & Maset Castro, A. 2013. *Method for obtaining hydroxytyrosol extract, mixture of hydroxytyrosol and 3, 4-dihydroxyphenylglycol extract, and hydroxytyrosyl acetate extract, from by-products of the olive tree, and the purification thereof.* 2013.

- Foster, C. M., Bai, G. R., Csencsits, R., Vetrone, J., Jammy, R., Wills, L. A., ... & Amano, J. 1997.** *Single-crystal Pb (Zr x Ti 1- x) O 3 thin films prepared by metal-organic chemical vapor deposition: Systematic compositional variation of electronic and optical properties.* s.l. : Journal of applied physics, 1997.
- Guo, H., & Yen, W. T. 2005.** *Selective flotation of enargite from chalcopyrite by electrochemical control.* s.l. : Minerals Engineering, 2005.
- Hernández, C. 2003.** *Flotación y Depresión de enargita por Control.* Concepción. : s.n., 2003.
- I., Fernandez L. Dan G y Narvaez E. Walter. 2015.** *Optimización en la flotación para aumentar la recuperación de plomo-plata en la unidad minera Uchucchacua.* 2015.
- Jhon, Gamarra M. Karen A. y Jimenez M. 2012.** *Análisis de dos metodologías para identificar el cuello de botella en procesos productivos.* 2012.
- Kantar, C. 2002.** *Solution and flotation chemistry of enargite. Colloids and Surfaces A.* s.l. : Physicochemical and Engineering, 2002.
- Lattanzi, P., Da Pelo, S., Musu, E., Atzei, D., Elsener, B., Fantauzzi, M., & Rossi, A. 2008.** *Enargite oxidation.* s.l. : Science Reviews, 2008.
- Menacho, J. M., & Aliaga, W. 1993.** *Selective Flotation of Enargite and.* Santiago de Chile : Boletín Minero, 1993.
- Muñoz, Erika Gloria Méndez. 2009.** *Flotación selectiva de enargita desde un concentrado final de sulfuros de cobre de Collahuasi.* Santiago de Chile : s.n., 2009.
- Napier-Munn, T., & Wills, B. A. 2005.** *Wills' mineral processing technology.* 2005.
- Segura, E. P., & Jacques-Ayala, C. 1991.** *Studies of Sonoran geology.* s.l. : Geological Society of America., 1991.
- Smedley, P. L., & Kinniburgh, D. G. 2002.** *A review of the source, behaviour and distribution of arsenic in natural waters.* s.l. : Applied geochemistry, 2002.
- Soto, Madgalena De los Angeles Aurora. 2011.** *Diseño de una metodología para el apoyo del despacho de concentrado de cobre.* Santiago de Chile : s.n., 2011.

Tajadod, J. 1997. *FLOTATION CHEMISTRY OF ENUGITE AND CEALCOPYRITE USING POTASSIUM AMYL XANTHATE AND DEPRESSANTS.* 1997.

Tajadod, J., & Yen, W. 1997. *A Comparison of Surface Properties and Flotation Characteristics of Enargite and Chacopyrite.* s.l. : International Mineral Processing Congress,, 1997.

Veith, M., Spaniol, A., Pöhlmann, J., Gross, F., & Huch, V. 1993. *Homo-und Hetero-Metall-Amide des Tris (tert-butylamino) methylsilans:.* 1993.

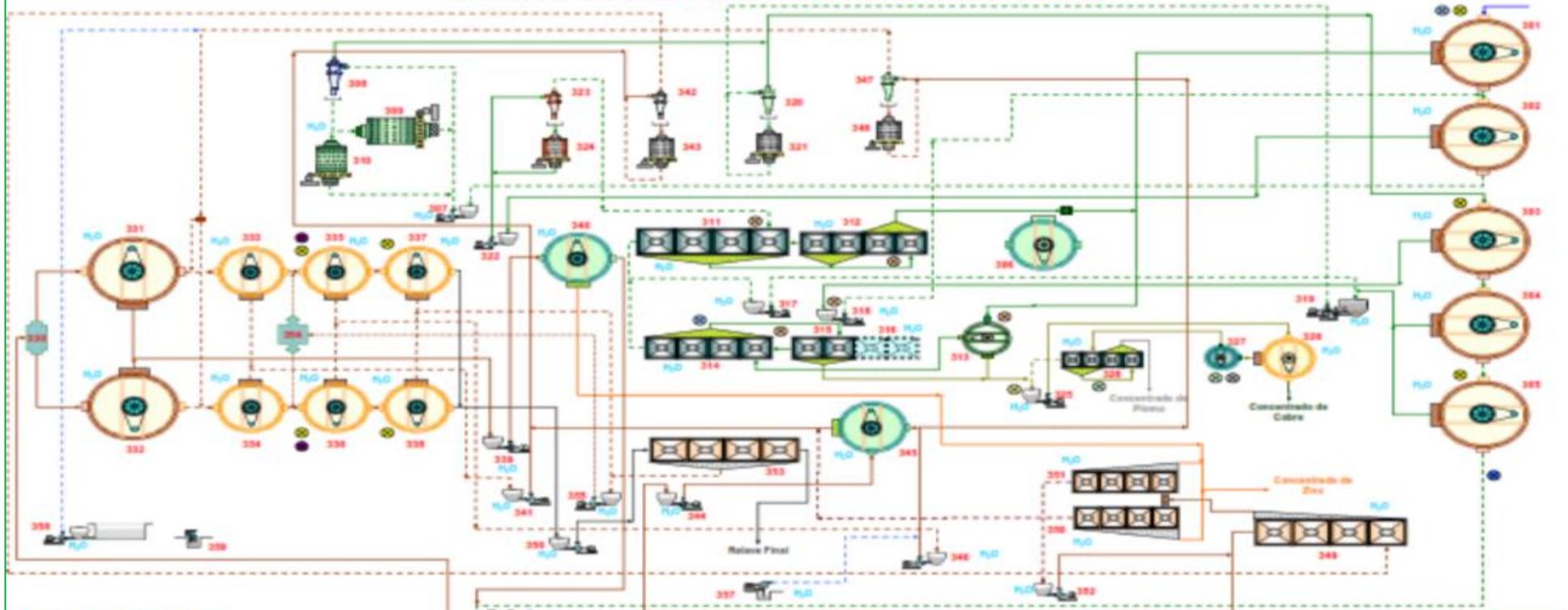
Yen, W., & Tahadod, J. 2000. *Selective Flotation of Enargite and Chacopyrite Proceedings .* Roma : XXI International Mineral Processing Congress,, 2000.

Anexos

TESIS: ANÁLISIS DE CUELLO DE BOTELLA PARA AUMENTAR EL TIEMPO DE PROCESAMIENTO DE FLOTACIÓN DE COBRE EN CONTENIDO DE ARSÉNICO AREQUIPA-2020

Problemas	Objetivos	Hipótesis	Variable	Metodología
<p>¿Qué beneficio podremos obtener en la operación de la planta concentradora al analizar los cuellos de botella y disminuir la cantidad de arsénico en el concentrado final de cobre y molibdeno?</p>	<p>Realizar una investigación sobre los cuellos de botella, determinando cuanto impactan estos en el aumento de la velocidad de producción del mineral en flotación de cobre en contenido de arsénico.</p>	<p>Aplicar cuello de botella incrementará el tiempo de procesamiento de flotación de cobre en contenido de arsénico.</p>	<p>Variable independiente: evaluación de cuello de botella</p> <p>Indicadores:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Tiempo de utilización. • Tonelaje de producción. 	<p>Tipo: no experimental</p> <p>Método: cualitativo</p> <p>Diseño: correlacional</p>
<ul style="list-style-type: none"> • ¿Cuáles son las variables que influyen en la flotación para acortar el contenido de arsénico en los concentrados de cobre? • ¿Qué proceso podremos aplicar para tener una flotación más eficiente y así disminuir el porcentaje de arsénico de los concentrados finales de cobre y molibdeno? • ¿En qué etapa se encuentran con más frecuencia los cuellos de botella que retrasan la producción en la planta concentradora? • ¿Qué tiempo de inactividad podremos optimizar durante la fase donde se produce este cuello de botella? 	<ul style="list-style-type: none"> • Obtener los parámetros que influyen directamente en la flotación para poder disminuir la cantidad de arsénico en el concentrado final de cobre y molibdeno. • Desarrollar un proceso mejorado de flotación óptimo para reducir el contenido de arsénico en los concentrados finales de cobre y molibdeno. • Identificar la etapa en la que se tiene con más frecuencia los cuellos de botella en la planta concentradora. • Establecer cuánto tiempo de inactividad se puede optimizar en la etapa en la cual se encuentran los cuellos de botella. 		<p>Variable dependiente: velocidad de procesamiento de mineral</p> <p>Indicadores:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Utilización de equipos. • Tonelaje procesado. 	<p>Población: empresa minera, incluye muestras de datos del año 2019 que se obtendrán de 2 frentes.</p> <p>Instrumentos: recolección de datos otorgados por la compañía minera.</p>

DIAGRAMA DE RECORRIDO PLANTA CONCENTRADORA –COMPAÑÍA MINERA



Simbología de la planta	
Figuras	Componentes
	WELL
	Molinos B.T.
	Molinos S.S.
	WATER
	Cut
	WATER

