

Etude du procédé de flottation pour l'extraction d'or

Ing. W. LEMAIRE
Ir I. DUNLOP
Ir C. CHARLIER
GRAMME – Liège

Ce travail est l'étude de l'amélioration du processus d'extraction d'or de l'unité de traitement de Chirano au Ghana par un circuit de flottation pour récupérer plus efficacement l'or d'un minerai plus riche à base de sulfures. Les étapes du travail nécessitent la compréhension de l'installation existante afin d'évaluer les problèmes pour déboucher sur la recherche de solutions. Après l'étude du principe de fonctionnement de la flottation, la conception du schéma de principe du nouveau circuit est finalisée pour terminer par l'étude de rentabilité selon un modèle économique classique. Cela permet aussi d'analyser les impacts environnementaux liés au cyanure.

Mots-clefs : or - minerai - traitement - extraction - flottation - cyanure - Ultra-Fine Grinding - Carbon-In-Leach.

This work is the study of the improvement of the gold extraction process of the Chirano treatment unit in Ghana by a flotation circuit to recover more efficiently the gold of a richer ore containing sulphides. The steps of the work need the understanding of the existing plant in order to evaluate the problems to lead to a search of solutions. After the study of the operation principle of the flotation, the design of a flow sheet of the new circuit is finalized to end by a return on investments according to a classical economic model. This also allows to analyze the environmental impacts due to cyanide use.

Keywords : gold - ore – treatment - extraction - flotation - cyanide – Ultra-Fine Grinding - Carbon-In-Leach

1. Introduction

Ce travail a été réalisé au sein d'une des plus importantes sociétés d'extraction d'or au monde, à savoir Kinross Cie. Pour être précis, Kinross est une société canadienne possédant dix mines situées sur quatre continents différents, à savoir l'Amérique du Nord, l'Amérique du Sud, l'Europe et l'Afrique. En moyenne, 2.3 Moz d'or (environ 65 Tonnes) sont produites chaque année par cette société.

En particulier, le site minier concerné par cet article est connu sous le nom de Chirano Gold Mines Ltd et il se situe sur le continent africain, dans un village appelé Bibiani au Ghana. Le site possède 11 gisements, exploités aussi bien par des mines souterraines que des mines à ciel ouvert.

Le but principal du travail est d'étudier la possibilité d'améliorer le procédé d'extraction du minerai à l'aide d'un nouveau circuit de flottation. Ce travail est censé apporter un point de vue différent sur le sujet en ce sens qu'il est réalisé en parallèle avec une société d'ingénierie.

Dans le respect des exigences d'une étude de rentabilité, ce rapport débute par une introduction au procédé d'extraction existant, qui correspond partiellement à la définition du projet. Ensuite, les différentes solutions possibles sont évaluées, les équipements sont grossièrement dimensionnés et sélectionnés pour que le schéma de principe du procédé soit établi. Enfin, pour terminer, l'étude de la rentabilité est effectuée pour permettre d'établir les conclusions relatives à ce travail.

2. Description du procédé

2.1 Comminution

La comminution correspond à la réduction dimensionnelle progressive des particules de minerai. Le but de ce processus est de libérer le minerai précieux de sa gangue. De manière pratique, dans un procédé d'extraction de minerai, la comminution comporte deux opérations principales, à savoir le broyage et le concassage. Les broyeurs correspondent à la première étape mécanique de la comminution. Ils réduisent la taille du minerai afin que le

minerais soit facilement libérés de sa gangue par les broyeurs à concassage de l'étape suivante du processus.

Contrairement au concassage qui implique l'abrasion et l'impact du minerai contre des balles en mouvement, le broyage consiste en la compression du minerai contre des surfaces. De plus, ce broyage est généralement effectué sur du minerai sec alors que le concassage est pratiqué sur un minerai bien humidifié.

Les différentes parties (broyage et concassage) du processus de comminution de Chirano, sont détaillées dans les paragraphes suivants car leur maîtrise est nécessaire en vue de l'amélioration attendue.

2.2 Le circuit de broyage

Lorsque le minerai est extrait du sol, il est stocké dans un endroit appelé le Run-Of-Mine (ROM) pad ou, autrement dit, le stock d'encours. En fait, ce stockage est réalisé selon la teneur en or et la composition minéralogique du minerai. En effet, il est important de savoir qu'à Chirano les gisements se présentent comme le montre la figure 1. C'est-à-dire une couche d'oxydes surplombant la couche d'or natif avec entre elles, une couche de transition des deux compositions. Vu la différence entre leurs caractéristiques minéralogiques respectives, ces minerais sont séparés. De fait, les oxydes sont facilement broyés mais ils ont de hautes solubilités alors que l'or natif est beaucoup plus dur à broyer et est parfois encapsulé dans des sulfures.

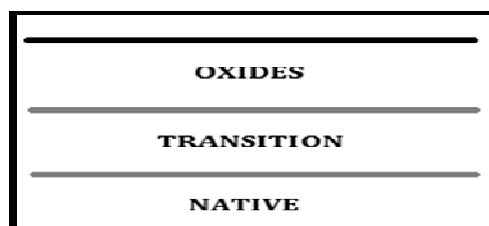


Figure 1 : Configuration des gisements à Chirano

Un mélange des différents minerais, déterminé par les métallurgistes en fonction de la teneur en or, de la minéralogie du minerai fonction et de la production ciblée, est placé dans la "cuve ROM" à l'entrée du circuit qui a une capacité de 200 tonnes. Le minerai ayant une taille supérieure à 600 mm est rejeté.

Le circuit de broyage, résumé à la figure 2, est constitué de trois phases, à savoir le broyage primaire, le broyage secondaire et le broyage tertiaire. Après le broyeur primaire, le minerai traverse un séparateur à vibrations qui distribue le minerai vers les différents broyeurs ou vers le circuit de concassage selon la taille des particules. Avant de pénétrer dans le circuit de concassage, une certaine quantité de chaux vive est ajoutée au minerai dans le but de contrôler le pH dans la cuve de mise en solution, qui intervient plus tard dans le procédé d'extraction d'or. A titre indicatif, à ce niveau dans le circuit, la taille maximale des particules est de 18 mm.

2.3 Circuit de concassage

Le circuit de concassage constitue la seconde et dernière étape du processus de comminution : les particules de minerai doivent passer d'une taille de 18 mm à une taille de 106 μm . Cette réduction est principalement engendrée par le phénomène d'abrasion et par les impacts causés par des balles en aciers. Lors de cette étape, les particules de minerai sont en suspension dans de l'eau à l'intérieur d'une cuve cylindrique en rotation, où des balles en acier sont en mouvement libre.

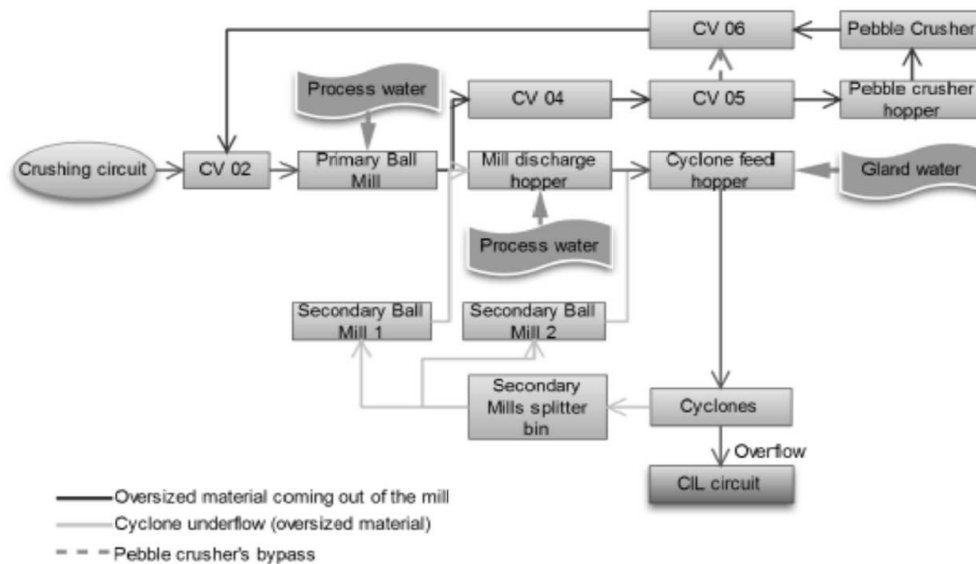


Figure 3 : Circuit de concassage

Tels qu'exposés à la figure 3, un concasseur primaire, un banc de 22 cyclones dont le rôle est de trier les particules selon leur taille, et deux concasseurs secondaires placés en parallèle se chargent d'effectuer ce travail. Nous ne nous étendrons pas sur les principes de fonctionnement de ces machines dans la mesure où cela ne constitue pas l'objectif de ce résumé.

Les particules de minerai trop imposantes pour passer au travers des cyclones sont écartées à la sortie du concasseur primaire afin d'être broyées à nouveau par le biais d'un broyeur à galets. Les autres particules sont dirigées vers le banc de cyclones qui engendre un flux supérieur et un flux inférieur. Les particules du flux supérieur, qui ont une taille inférieure ou égale à 106 μm , sont entraînées vers le circuit Carbon-In-leach (CIL). Quant aux particules du flux inférieur, dont la taille est encore trop élevée, elles sont introduites dans les concasseurs secondaires.

2.4 Le circuit Carbon-In-Leach

Le circuit CIL est un procédé hydro-métallurgique qui met en oeuvre des réactions dans un système aqueux afin d'extraire et de purifier le minerai. En effet, lorsque l'or a été libéré, ce dernier doit être concentré pour être récupéré. De sorte que l'extraction nécessite les étapes suivantes : la dissolution de l'or en solution, son adsorption sur le carbone, sa désorption et sa concentration sur les cellules à cathodes. La figure 4 illustre le circuit CIL utilisé à Chirano.

Un bassin de sédimentation anticipe le circuit CIL. De fait, à la sortie du circuit de concassage, la pulpe contenant le minerai, fortement diluée, doit être concentrée jusqu'à 50 % en masse. Dans le cas de Chirano, des flocculants sont utilisés afin d'accélérer la sédimentation.

A la suite du bassin de sédimentation vient le circuit CIL proprement dit, dont le premier composant est une cuve de dissolution. Dans cette cuve, le cyanure nécessaire à la dissolution du minerai précieux est ajouté à la pulpe.

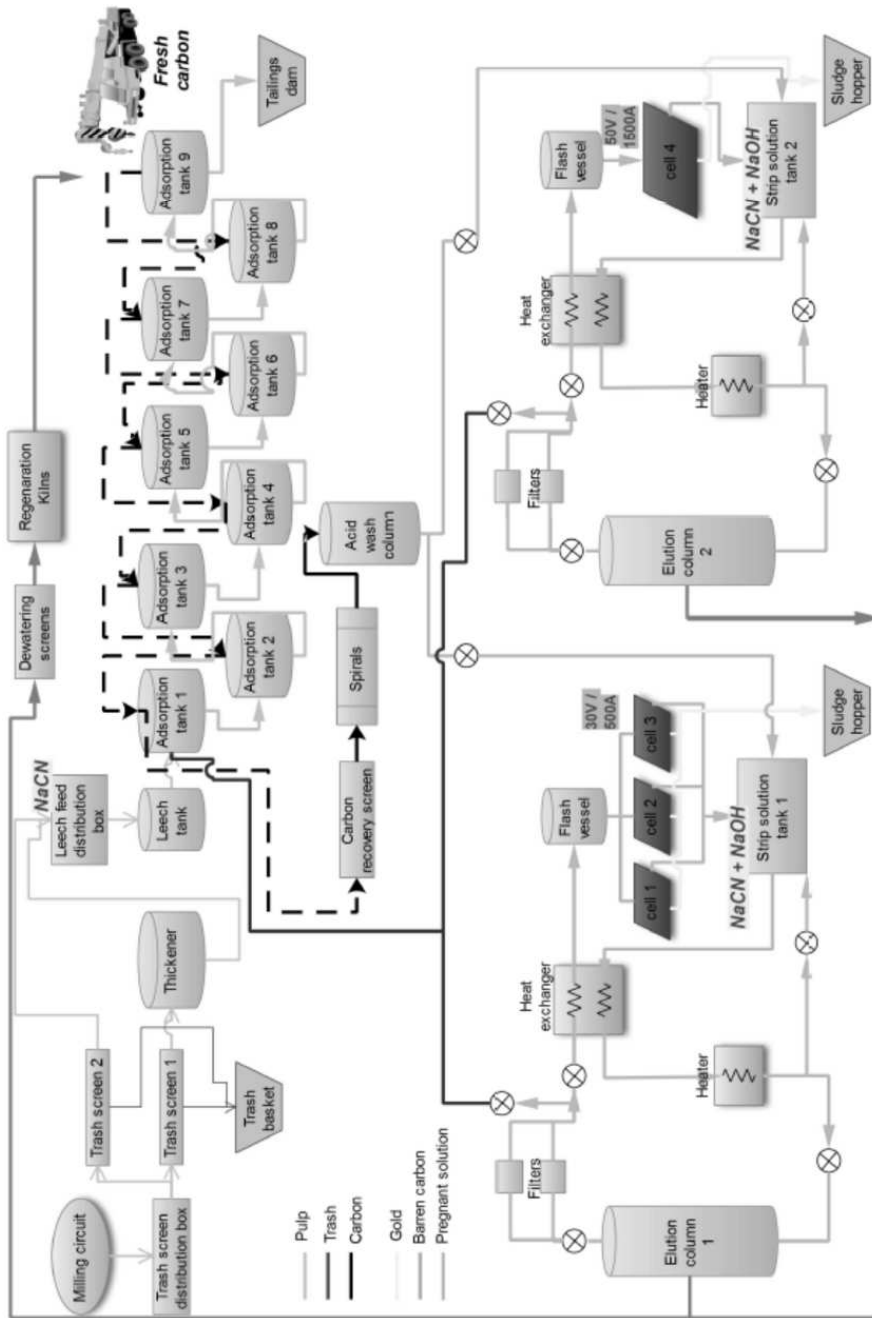
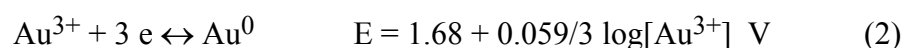
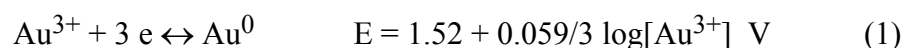


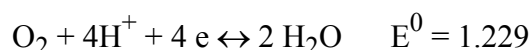
Figure 4 : Circuit CIL et circuit d'élution

Toutefois, la dissolution de l'or ne constitue pas une tâche aisée, l'or ne réagit pas dans l'air et dans la plupart des solutions aqueuses, y compris dans les acides forts. De fait, l'or comme métal noble, existe sous les états d'oxydation Au (I) et Au (III) qui ont de très hauts potentiels de réduction :



où E est le potentiel de réduction défini par l'équation de Nernst et 1.52 V (1) et 1.68 V (2) sont les potentiels de réduction standard.

Quant à la réduction de l'oxygène, elle a lieu à un potentiel de réduction plus faible que celui requis pour la réduction de l'or. Ceci joue d'ailleurs un rôle primordial au niveau de la stabilité de l'or dans les systèmes aqueux vu que la réaction d'oxydo-réduction ne peut pas se produire. Pour rappel :

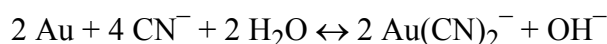
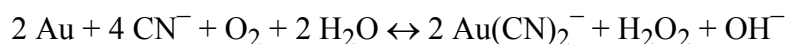


Dès lors, afin de vaincre la stabilité de l'or, il est placé en présence d'un ligand complexant tel que le cyanure. Ils forment des complexes stables caractérisés par un potentiel de réduction plus faible qui peuvent être dissouts dans des solutions moyennement oxydantes. L'oxydation de l'or va de pair avec la réduction d'oxygène dissout.

En bref, deux conditions sont nécessaires à la dissolution de l'or, à savoir :

1. La présence d'un agent complexant dont le rôle est de réduire le potentiel de l'électrode, le cyanure de sodium (NaCN) est l'agent utilisé à Chirano.
2. La présence d'un oxydant dans le média de dissolution, l'oxygène joue ce rôle dans notre installation.

En conclusion, la réaction complète et précise de la dissolution de l'or dans des solutions de cyanure aérées et alcalines correspond aux deux réactions suivantes qui prennent place en parallèle :



Cette étape est délicate et implique un contrôle strict du pH de la solution. En effet, les ions de cyanure s'hydrolysent en solution pour former du cyanure d'hydrogène (HCN) et des ions hydroxyles. Sachant qu'à un pH inférieur à 9.3, plus de la moitié des molécules sont des molécules de HCN et que le HCN, très nocif pour l'être humain si inhalé, bout à 26°C.

Après la cuve de dissolution, viennent neuf cuves CIL où la pulpe contenant le minerai précieux est pompée à contre-courant du carbone dont le rôle est d'adsorber l'or en solution. La pulpe réside dans le circuit CIL pendant 24 heures, temps nécessaire pour adsorber la quasi-totalité d'or se trouvant en solution.

Le carbone se trouvant dans la première cuve CIL, chargé d'or, est transféré vers le circuit d'élution dont le but est de collecter l'or sur les cathodes des cellules d'élution. Pour cela, la solution contenant le minerai précieux circule dans le système entre 12 et 16 heures.

L'or collecté sur les cathodes (réactions de réduction 1 et 2) est rincé et récupéré dans une cuvette, puis il est placé dans un four à une température de 1200°C pendant une douzaine d'heures après quoi il est coulé en lingots.

En ce qui concerne le carbone, il est régénéré dans des fours à 650°C après qu'il soit passé dans le circuit d'élution.

Finalement, la pulpe dans la dernière cuve CIL, c'est-à-dire ne contenant quasiment plus d'or, est rejetée dans un "bassin" localisé dans la nature et fait de terre et de "déchets miniers". Ces rejets ne contiennent que 150 ppm de cyanure.

3. Tests réalisés

En analysant les résultats métallurgiques effectués de façon journalière, il a été constaté que l'or provenant des mines souterraines n'était pas correctement récupéré. En effet, en traitant du minerai en provenance des mines à ciel ouvert, un pourcentage de récupération de 95 % était régulièrement atteint. Par contre, si le minerai provenait des mines souterraines, le pourcentage de récupération atteignait des minima de 85 %.

Comme précisé dans le chapitre précédent, le changement du taux de récupération est dû aux caractéristiques des différents types de minerai. En effet, le minerai extrait des mines à ciel ouvert est aisément broyé et l'or facilement libéré, ce qui n'est pas le cas du minerai extrait des mines souterraines, souvent associé à des sulfures.

Dès lors, de façon à comprendre pourquoi un tel phénomène apparaissait mais également afin de trouver des solutions à ce désagrément, une série de tests en laboratoire ont été réalisés. Voici les conclusions générales qui ont pu être tirées :

- l'or est pratiquement toujours associé à des pyrites (sulfures) lorsqu'il provient de couches plus profondes.
- Equiper le procédé d'un circuit de concentration par gravité n'est pas utile vu que ce circuit n'octroie aucun gain.
- Le résidu de la dissolution dans le circuit CIL est principalement constitué de sulfures, l'or associé à ceux-ci n'est pas correctement libéré.
- Un circuit de flottation suivi d'un broyage ultra-fin à 10 μm semble concéder un gain de rétablissement de 6 %.

Suite à ces résultats, il semble évident qu'il est intéressant de mettre à jour le procédé à l'aide d'un circuit de flottation. Les paragraphes suivants tentent de répondre aux questions de conception du circuit.

4. Flottation

Afin de pouvoir concevoir le circuit de flottation, il est essentiel de comprendre les principes du processus.

Le problème rencontré avec l'or en provenance des couches souterraines peut être schématiquement représenté par la figure 5, qui met en exergue le phénomène d'encapsulation. C'est d'ailleurs la raison pour laquelle un circuit de flottation s'avère nécessaire. Son but principal est de concentrer l'or au maximum avant de le soumettre à un broyage ultra-fin, qui est une opération très onéreuse. En ce qui concerne ce broyage, son rôle est de libérer l'or des sulfures qui l'emprisonnent. De plus, en dernier lieu, le minerai est soumis à un traitement intensif au cyanure afin de s'assurer de la mise en solution de l'or.

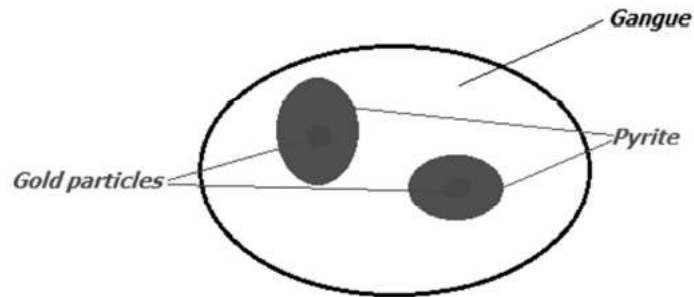


Figure 5 : Phénomène d'encapsulation

En bref, la flottation utilise les différences entre les propriétés physico-chimiques des surfaces du minerai précieux et de la gangue. Certains réactifs permettent en l'occurrence de les accentuer. De surcroît, pour que la flottation puisse prendre lieu, des bulles d'air doivent être capables de se lier aux particules de minerai afin de les remonter à la surface. De la sorte, les particules de minerai doivent être particulièrement fines.

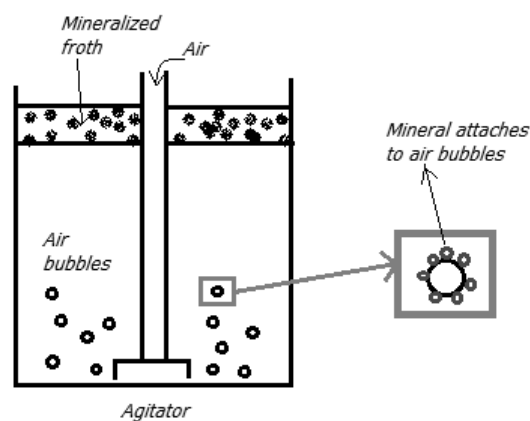


Figure 6 : Principe de fonctionnement de flottation

Dans le cas de la flottation de l'or (fig. 6), le minerai précieux est transféré à la surface de la solution, caractérisée par une sorte de mousse, tandis que la gangue demeure dans la pulpe. A cette fin, les particules de minerai sont rendues hydrophobes à l'aide d'un réactif appelé collecteur. Cela permet aux bulles d'air de se lier aisément aux particules de minerai. Enfin, un

dernier réactif est nécessaire afin de rendre stable la mousse localisée à la surface de la pulpe à savoir le "frother" (agent moussant).

Le principe de la flottation est en réalité très complexe en ce sens qu'il implique trois phases, à savoir le solide, l'eau et la mousse, et qu'il implique également beaucoup de sous-processus et d'interactions. Toutefois, ces sujets ne sont pas abordés dans cet article dans un souci de concision.

5. Conception du circuit et du schéma général

Dans ce paragraphe, le circuit est partiellement conceptualisé. Les différentes machines et équipements sont sélectionnés ainsi que les réactifs. Lorsque le circuit est déterminé, chaque flux doit être défini en termes de densité, de débit etc.

L'étape de détermination du circuit est réalisée à l'aide des résultats des tests effectués en laboratoire par une société spécialisée dans le domaine. Néanmoins, le principe de base de flottation est simple : une étape de conditionnement et une étape de flottation sont requises. Les principales inconnues sont le type de cuves et leurs volumes ainsi que les réactifs et leurs quantités respectives. En ce qui concerne la suite des étapes, il s'agit de déterminer les différents équipements en fonctions de critères tels que l'énergie requise, les temps de résidence, le rendement etc.

Après avoir analysé les solutions possibles, nous avons abouti au circuit final, présenté à la figure 7. Concrètement, le flux supérieur du banc de cyclones est directement pompé à l'intérieur de la cuve de conditionnement, un réservoir de type Cell-20, où le "frother", MIBC ou méthyle amyle alcool, et le collecteur, PAX ou potassium amyle xanthate, sont ajoutés. Ensuite, la pulpe traverse les deux cuves de flottation, c'est-à-dire deux réservoirs Cell-100. Le concentré est ensuite broyé à 10 μm par le biais d'un broyeur IsaMill M 10.000, puis intensivement cyanuré alors que les rejets sont simplement soumis au circuit CIL existant.

Dès lors, 22 spécifications étaient nécessaires pour définir chaque flux. C'est sur cette base que chaque flux a été déterminé pour élaborer le tableau à la figure 8, essentiel à l'étude de rentabilité.

Stream		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Description		SAG mill feed	SAG mill discharge	Cyclone Feed	Cyclone O/F	Ball Mill # 2 feed	Ball Mill # 1 feed	Ball Mill # 2 Discharge	Ball Mill # 1 Discharge	Flotation tank 1 feed	Flotation tank 1 conc.	Flotation tank 1 Tail	Flotation tank 2 conc.	Flotation tank 2 tail	Regrind cyclone feed	Stirred mill feed
Dry tonnes, t/h	A	428,599	428,599	1714,395	428,599	707,188	578,608	707,188	578,608	428,599	8,572	420,027	4,286	415,741	45,003	32,145
Pulp SG	B	2,308	1,895	1,693	1,337	2,070	2,070	2,070	2,070	1,337 ^F	1,200	1,342 ^F	1,200 ^F	1,345 ^F	1,200	1,200
Water, m ³ /h	C	47,622	142,866	923,136	642,890	154,135	126,111	154,135	126,111	642,898	24,814	618,085 ^F	12,407	605,678	130,271	93,051
Pulp tons, t/h	D	476,221	571,465	2637,531	1071,489	861,323	704,719	861,323	704,719	1071,497	33,386 ^F	1038,112	16,693	1021,419	175,274	125,196
Pulp vol, m ³ /h	E	206,362	301,607	1558,097	801,631	416,057	340,410	416,057	340,410	801,639	27,821	773,650	13,911	759,656	146,062	104,330
Solids, %	F	0,900	0,750	0,650	0,4000	0,821	0,821	0,821	0,821	0,400	0,257	0,405	0,257	0,407	0,257	0,257
Solids, % check	G	0,900	0,750	0,650	0,4000	0,821	0,821	0,821	0,821	0,400	0,257	0,405	0,257	0,407	0,257	0,257

Stream		16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	41
Description		Stirred mill discharge	Regrind cyclone overflow	Concentrate thickener UF	Tail thickener UF	CIL tank 1 Feed	CIL tank 2 Feed	CIL tank 2 discharge	CIL tank 3 feed	CIL tank 4 feed	CIL tank 5 feed	CIL tank 6 feed	CIL tank 7 feed	CIL tank 8 feed	CIL tank 9 feed	CIL tails	Distribution box discharge
Dry tonnes, t/h	A	32,145	12,858	12,858	415,741	12,858	12,858	12,858 ^F	428,599	428,599	428,599	428,599	428,599	428,599	428,599	428,599	12,858
Pulp SG	B	1,200 ^F	1,200	1,555	1,459	1,452	1,452	1,452 ^F	1,459	1,459	1,459	1,459	1,459	1,459	1,459	1,459	1,452
Water, m ³ /h	C	93,051	37,220	10,520	415,741	13,949	13,949	13,949 ^F	429,690	429,690	429,690	429,690	429,690	429,690	429,690	429,690	13,949
Pulp tons, t/h	D	125,196	50,078	23,378	831,482	26,807	26,807	26,807 ^F	858,289	858,289	858,289	858,289	858,289	858,289	858,289	858,289	26,807
Pulp vol, m ³ /h	E	104,330	41,732	15,032	569,719	18,461	18,461	18,461 ^F	588,430	588,430	588,430	588,430	588,430	588,430	588,430	588,430	18,461
Solids, %	F	0,257	0,257	0,550	0,500	0,480	0,480	0,480 ^F	0,499	0,499	0,499	0,499	0,499	0,499	0,499	0,499	0,480
Solids, % check	G	0,257	0,257	0,550	0,500	0,480	0,480	0,480 ^F	0,499	0,499	0,499	0,499	0,499	0,499	0,499	0,499	0,480

		31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
		MIBC (frother)	PAX (collector)	Flocculant t Addition Conc Thickenin g	Flocculant t Addition Tail Thickenin g	NaCN	Water OF thick tail	Water OF thick conc	SAG mill addition of water	Cyclone feed hopper addition of water	Lime
Reagent (t/h)	G	0,0013	0,0086	0,0008	0,0125	0,1286	NA	NA	NA	NA	0,7286
Water (m ³ /h)	C	0,001	0,007	3,085	49,876	0,514	239,813	29,785	95,244	500,024	2,9145
Strength(%)	H	20,000	20,000	0,025	0,025	20,000	NA	NA	NA	NA	20,000

Figure 8 : Définition des flux du circuit de flottation

6. Etude de rentabilité

A l'aide d'un modèle économique, la mise à niveau du procédé d'extraction est évaluée au niveau de la rentabilité. Le modèle économique appliqué pour cette thèse est celui de R. Couper, notamment détaillé dans les ouvrages "Process Engineering Economics" et "Chemical Process Equipment".

De surcroît, outre les modèles économiques, il existe également un grand nombre de mesures de rentabilité comme la méthode POP ("PayOut Period") qui semble particulièrement intéressante dans le cas de notre étude dans la mesure où l'exploitation minière est caractérisée par une durée de vie de la mine, communément appelée LOM ("Life Of Mine"). La POP est définie comme suit :

$$POP = \frac{\textit{capital d'investissement fixe}}{\textit{cash flow après taxes}}$$

En ce qui concerne le capital d'investissement, il est estimé à l'aide de la méthode "battery-limit", c'est-à-dire que des limites imaginaires sont tracées autour de l'usine. En parallèle, une méthode d'estimation des coûts des équipements individuels est employée. De la sorte, un capital d'investissement de 21M\$ fut estimé, chiffre en corrélation avec ceux fournis par la société d'ingénierie effectuant les mêmes recherches en parallèle.

Quant au cash-flow après taxes, il est calculé avec la formule suivante :

$$\textit{Cash flow} = D + (1 - t) \times (R - C - D)$$

où

- D se réfère à la dépréciation, ou une somme mise en réserve car susceptible d'être réclamée ultérieurement, elle s'élève, dans ce cas spécifique, à 15 %,
- t est le taux de taxation en vigueur, soit 5 %,
- R est le chiffre d'affaires lié uniquement aux gains en récupération du minerai,
- C sont les coûts liés à l'application, estimés à 25.2 M\$ à l'aide de la méthode de Couper.

En conclusion, le chiffre d'affaire est la principale donnée variable. De fait, elle dépend de la quantité de minerai traitée annuellement, de la nuance du minerai, du taux de récupération acquis et, inévitablement, de la quotation de l'or qui est si sujette à d'importantes variations.

Sur bases de l'ensemble des données précédentes, des courbes rapportant la "PayOut Period" en fonction de différentes données variables ont été dressées et permettent d'apprécier la situation.

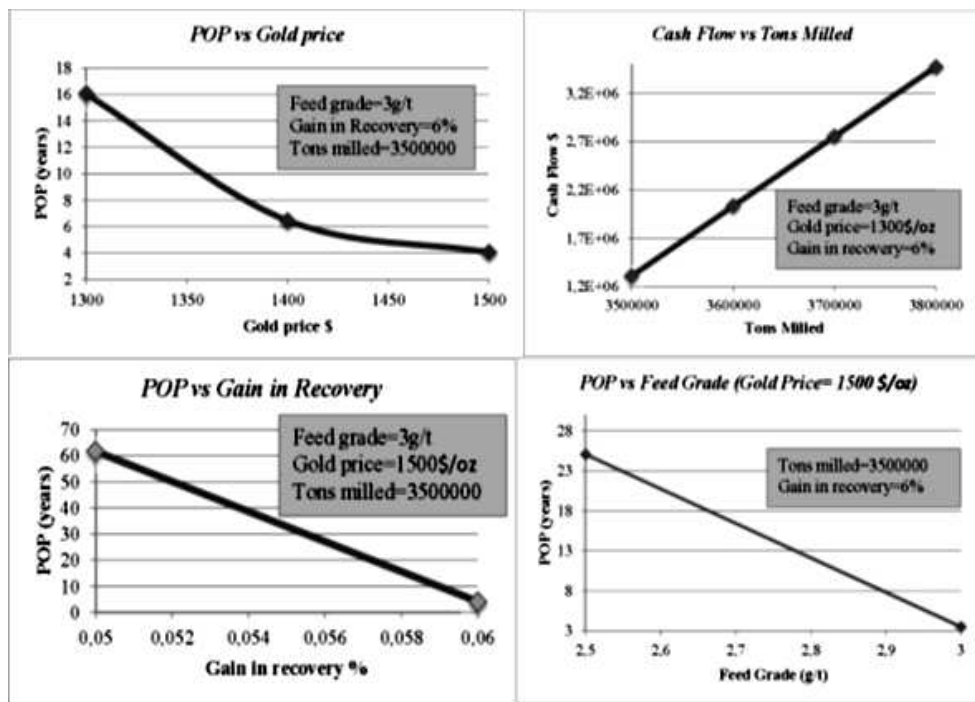


Figure 9 : Graphiques POP en fonction du prix de l'or, des quantités du minerai traité, du gain récupéré et de la nuance

Les graphiques de la figure 9 démontrent la sensibilité particulière de la "PayOut Period" au prix de l'or et au gain en récupération. Concrètement, pour que le projet soit qualifié de rentable, le prix de l'or ne devrait pas être inférieur à 1500 \$/oz. Quant au gain en récupération, il doit absolument avoisiner les 6 %. Ces conditions peuvent difficilement être garanties. Une étude de rentabilité plus précise est à envisager.

7. Evaluation des problèmes environnementaux

Etant donné l'usage intensif d'agents nocifs, il semblait inévitable d'aborder le sujet des risques liés à ceux-ci. En l'occurrence, le principal agent dangereux mis en cause est le cyanure. De fait, le cyanure est reconnu comme étant un agent hautement toxique et évoque la mort à beaucoup d'esprits. En effet, le gaz HCN a été utilisé dans les chambres à gaz lors de la 2^{ème} guerre mondiale, dans les camps de concentration et aussi comme arme de guerre. Paradoxalement, au commencement de la vie sur terre, le HCN permit de synthétiser les premières protéines qui sont à l'origine de la matière vivante. Un autre fait qui ne semble pas évident à la plupart des esprits est que le cyanure est également naturellement présent dans la nature, notamment dans les haricots, les cassavas, ...

La réputation de ce composant chimique est toutefois justifiée. Le cyanure est mortel pour les êtres humains même à de faibles doses. La quantité maximale acceptable dans les eaux de ville aux USA est d'ailleurs de 0.2 mg/l. A contrario, d'autres organismes vivants sont encore plus sensibles à la substance que les êtres humains, c'est pourquoi les eaux rejetées dans la nature doivent avoir une teneur en cyanure inférieure à 50 ppm aux USA.

8. Conclusions

Les exigences initiales du projet ont été, dans une certaine limite, respectées. De fait, l'étude de rentabilité a abouti. Toutefois, afin de la rendre plus fiable, la conception du circuit aurait dû être encore plus précise, de même que le coût des différentes unités que l'on aurait souhaiter obtenir des fournisseurs. De plus, un circuit de destruction de cyanure aurait dû être inclus dans la conception ainsi que dans les coûts d'investissement.

Cette étude a permis de mettre en évidence le fait que la rentabilité de l'investissement était très sensible à des facteurs tels que le prix de l'or et donc, qu'il était important dès lors de confirmer les différentes variables considérées avant de se lancer dans le projet.

Sur le plan humain et de la découverte, cette expérience au sein d'une forêt tropicale dans un environnement multiculturel fut une expérience hors du commun.

9. Sources

- [1] BLIGHT Geoffrey, *Geotechnical Engineering for Mine Waste Storage Facilities*
London : CRC Press, 2010, 629p.
- [2] BULATOVIC Srdjan M., *Handbook of flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice and Flotation of Sulphide Ores*
Oxford : Elsevier, 2007, 446p.
- [3] CHIRANJIB Kumr Gupta, *Chemical Metallurgy: Principles and Praticce*
Weinheim : Wiley-VCH Verlag GmbH & Co KGaA, 2003, 811p.
- [4] COUPER James R., *Process Engineering Economics*
New York: Marcel Dekker Inc., 2003, 357p.
- [5] COUPER James R., *Chemical Process Equipment: Select and Design*
Burlington : Elsevier Inc., 2010, 812p.
- [6] DZOMBAK David A., GHOSH, Rajat S. & WONG-CHONG, George M., *Cyanide in Water and Soil: Chemistry, Risk, and Management*
New York: CRC Press, 2006, 602p.
- [7] GUPTA Ashok & YAN Denis, *Mineral Processing: Design and Operation*
Oxford : Elsevier, 2006, 693p.
- [8] HU Yueha, SUN Wei & WANG Dianzua, *Electrochemistry of Flotation of Sulphide Minerals*
New York : Springer Dordrecht Heidelberg, 2009, 304p.
- [9] MARSDEN John & HOUSE Iain, *The chemistry of gold extraction*
Hertforddhire: Ellis Horwood Limited, 1992, 597p.
- [10] PETERS Max R. & TIMMERHAUS Klaus D., *Plant Design and Economics for Chemical Engineers*
New York: Mc Graw-Hill International Editions, 1991, 910p.
- [11] REYNOLDS Joseph P., JERIS John S. & THEODORE Louis, *Handbook of Chemical and Environmental Engineering Calculations*
New York: John Wiley & Sons Inc., 2002, 962p.
- [12] ROUSSEAU Ronald W., *Handbook of separation process technology*
USA: John Wiley & Sons Inc., 1987, 1048p.
- [13] WANG Lawrence K. *et al.*, *Flotation Technology*
New York: Springer Dordrecht Heidelberg, 2010, 680p.

- [14] WILLS B.A, *Mineral processing technology*
Britain: Pergamon Press, 1979, 417p.
- [15] “*An introduction to activated carbon in gold recovery utilizing carbon-in-pulp or carbon-in-leach technology*”, in *Chemquest Carbons, Chemquest*
Germiston (South Africa), 31p.
- [16] “*The process design of gold leaching and carbon in pulp circuit*”, in *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*,
January/February 1999, written by STANGE W., pages 13-26.

La bibliographie a été fournie et seuls les articles principaux sont mentionnés. D'autres ouvrages plus classiques et quelques articles ont été également consultés ainsi que certains websites.

10. Remerciements

Il nous paraît important que nos remerciements soient tout d'abord adressés à M. Frédéric Van Haute qui nous a donné l'opportunité de réaliser ce travail aux mines d'or de Chirano au Ghana.

Il faut également remercier chaleureusement M Ian Dunlop pour ses précieux conseils et le temps qu'il a bien voulu consacrer à la réalisation du travail. Sans pour autant oublier M. Kwasi Ayeh et M. Theophilus Antwi-badu pour leur bienveillante attention.