

4. **Близиюков В.Г.** Определение главных параметров карьера с учетом качества руды.-М.:Недра, 1978.-151 с.
5. Отчет о НИР «Определение перспективных границ и производительности карьера Ингулецкого горно-обогатительного комбината» (промежут.). Часть 1, ГП «НИГРИ», Рук. **В.Г. Близиюков.**-№ ГР 0107U005663.- 65 ст.
6. **Близиюков В.Г., Баранов И.В.** Наука в решении проблем горнорудной отрасли/ **В.Г. Близиюков., И.В. Баранов** Геотехнические проблемы комплексного освоения недр. Сб. науч. трудов. Выпуск 4 (94). Екатеринбург, 2008 г. Российская академия наук. Уральское отделение. Институт горного дела. (ИГД). - С. 75-81.
7. **Шешко Е.Ф.** Открытая разработка месторождений полезных ископаемых.-М.: Углетехиздат. 1951.-562 с.
8. Теория и практика открытых разработок / **Н.В.Мельников, А.И.Арсентьев** и др.-М.: Недра, 1979.- 630 с.
9. Горное дело /**Ю.П. Астафьев, В.Г. Близиюков** и др.//-М.: «Недра»,1980.-367 с.
- 10.**Близиюков В.Г., Вилкул Ю.Г., Ковальчук В.А.** Критерий эколого-экономической оценки деятельности горных предприятий / **В.Г. Близиюков, Ю.Г. Вилкул, В.А. Ковальчук**// Разработка рудных месторождений. Республиканский межведомственный научно-технический сборник. Выпуск 54. Кривой Рог. 1993 г.- С.3- 8.
11. **Берлович Е.В., Холодников Г.А.** О новых подходах к проектированию открытых горных работ/ **Е.В. Берлович, Г.А. Холодников**// Горный журнал, 2006, №4.- С. 10-12.
12. **Арсентьев А.И.** Определение производительности и границ карьера. Государственное научно-техническое издательство по черной и цветной металлургии. 1956. - 229 с.
13. **Ржевский В.В.** Исследование режима горных работ карьера. Автореф. ... М., 1955.
14. **Ржевский В.В.** Проектирование контуров карьеров. М. Государственное научно-техническое издательство литературы
15. **Близиюков, В.Г.**О необходимости реконструкции железорудных карьеров Кривбасса / **В.Г.Близиюков, С.А. Луценко, А.В. Савицкий** // Комбинированные технологии разработки месторождений глубокими карьерами и шахтами / Сб. науч. трудов КНУ.–Кривой Рог: Дионис, 2012. –С. 17-19.
- 16.Горная энциклопедия. В пяти томах. Москва. Издательство: Советская энциклопедия.- 1984 - 1991г. , 2900 с.
17. **Погребницкий Е.О., Терновой В.И.** / Геолого- экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. Ленинград. «Недра». Ленинградское отделение.- 1974 г., 302 с.
18. **Костянский А.Н., Мельникова И.Е.** Влияние качества руды на величину экономически целесообразного коэффициента вскрыши / **А.Н. Костянский, И.Е. Мельникова**// Качество минерального сырья. Сб. научн. трудов, АГНУ КТУ.- Кривой Рог.КТУ. – 2011.- С. 342-346.
19. **Костянский А.Н.** Прогнозирование эксплуатационного коэффициента вскрыши в условиях работы глубоких железорудных карьеров. / **А.Н. Костянский** // Форум гірників. Матеріали міжнародної конференції 13-15 жовтня 2008 р. Національний гірничий університет. Дніпропетровск. 2008, С.173-177.
20. **Романенко А.В., Костянский А.Н.** Максимальный текущий коэффициент вскрыши как показатель для оценки периодов отработки глубоких карьеров./ **А.В. Романенко, А.Н. Костянский** //Збірник наукових праць за результатами роботи Міжнародної науково-технічної конференції (Кривий Ріг, 22-23 квітня 2011 р.). ДП «НДГРІ». С. 41-42.
21. **Семенов Г. К.** Использование комбинированных вариантов автотранспорта на открытых горных работах / **Г. К. Семенов**// Вестник Каз НТУ им. К. И. Сатпаева.- 2007. - № 5.
22. Техничко-економічні показателі горнодобувальних підприємств України в 2008-2009 г., ГП «НИГРИ», Кривой Рог,154 с.
23. ИнГОК намерен расширять границы карьера и увеличивать производство. / Ассоциация недропользователей Украины. 02 декабря 2014. Geonews.com.ua.
24. Амбициозный планы./ Газета «Ингулецкий вісник», № 48 (2512),четвер. 3 грудня 2015 року. Газета ПАТ «ІнГЗК», м. Кривий Ріг. - 1с.литературы по горному делу. М. 1961, 242 с.

Рукопись поступила в редакцию 04.04.16

УДК 622.775

Т.А. ОЛЕЙНИК, Н.Н. БЕРЕЖНОЙ, доктора техн. наук, проф.
Л.В. СКЛЯР, Н.В. КУШНИРУК, кандидаты техн. наук, доц.
Криворожский национальный университет

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТОНОСНОГО КОНЦЕНТРАТА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

Статью посвящено проблеме получения золота из магнетитовых кварцитов. Показано, что золото находится в тонкодисперсном состоянии в виде зерен размером $(3-15) \times 10^3$ нм удлиненной формы и пластинчатых агрегатов с округлыми краями в магнетите и кварце. Установлено, что текстурно-структурные особенности магнетитовых кварцитов, силикатно-кварцевый состав нерудной фазы, тонкая вкрапленность магнетита в нерудных минералах, наличие ситовых структур, большая работа разрушения и прочность обуславливают низкие показатели измельчаемости руд. Преимущество в силикатах куммингтонита обосновывает увеличение вязкости руд при тонком измельчении. Приведено, что в исходной руде Ново-Криворожского и Ингулецкого ГОКов содержание золота в среднем несколько больше, и составляет 0,034-0,067 г/т, а в отдельных районах карьеров достигает 0,11-0,347 г/т. Показано, что золото, как один из самых пластичных минералов, способно образовывать фольгу втрое тоньше, чем серебро, алюминий

и платина и в четыре раза тоньше, чем медь. В сливе классификатора золото может быть более дисперсным, чем в исходной руде, и благодаря своей немагнитности не выделяется в хвосты при магнитной сепарации. Золото в процессе магнитной сепарации должно распределяться между хвостами и концентратом пропорционально их абсолютным поверхностям. Установлено, что распределение золота в постели классификатора аналогично распределению магнитной и немагнитной фракции железной руды: в классах 3-25 мм содержание золота такое же как в исходной руде. Показано, что в классах 0-3 мм содержание золота в целом больше, чем в крупных классах, в 1,5-2 раза и постепенно увеличивается от 1,2-1,3 в классах 3-0,25 мм до 3,4-3,7 в классе минус 0,074 мм. В результате выполненных исследований показаны места концентрации золота при обогащении магнетитовых руд и предложены три варианта технологических схем извлечения золота из них.

Ключевые слова: минералы, магнетитовые кварциты, кварц, магнитная сепарация, тонкая вкрапленность магнетита.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. По геологическим данным среднее содержание золота в Украинском кристаллическом щите составляет 0,00225 г/т, однако в отдельных породах оно увеличивается в десятки раз. Например, в железистых кварцитах - оно составляет 0,114-0,3 г/т [1,2]. Золото находится в тонкодисперсном состоянии в виде зерен размером $(3-15) \cdot 10^{-3}$ мм удлиненной формы и пластинчатых агрегатов с округлыми краями в магнетите и кварце [3-4]. Начиная со второй половины XX века началось освоение получения золота из железистых кварцитов. На практике это осуществляется в ограниченных размерах в Канаде, Австралии, США и Японии. В последней золото извлекается из импортируемых железных руд Австралии. За XX столетие из железных руд за рубежом добыто 2900 т золота [5,6]. Безусловно, этот вопрос актуален и для Украины, где сосредоточены крупнейшие в мире запасы докембрийских железистых кварцитов.

Анализ исследований и публикаций. В бедных магнетитовых рудах Кривбасса найдено золото, которое неравномерно распределено в разных месторождениях. В исходной руде Северного ГОКа содержание золота находится в пределах 0,016-0,03 г/т в связанном состоянии, что подтверждается исследованиями амальгамацией ртутью, которые не выявили свободного золота [7]. На юге Кривбасса в исходной руде Ново-Криворожского и Ингулецкого ГОКов содержание золота в среднем несколько больше, и составляет 0,034-0,067 г/т, а в отдельных районах карьеров достигает 0,11-0,347 г/т.

Минералогические исследования подтвердили, что свободное золото содержится только в крупности менее $(8-10) \times 10^{-3}$ мм, поэтому оно раскрыто менее чем на 10 %. Остальная часть более 90 % общего содержания золота в исходной руде рассеяна как в кварце и силикатах, так и в магнетите, карбонатах и других минералах. Повышенное, сравнительно со средним фоном, содержание золота имеют те участки железной руды, которые имеют большее содержание сульфидов железа - пирита и пирротина. Найденное свободное золото имеет вид тонких пластинок - это фольговое золото.

Повышенное содержание золота в исходных рудах НКГОКа и ИнГОКа подтолкнуло исследователей к выполнению экспериментов по его извлечению из хвостов первой стадии измельчения [7,8]. Технология базировалась на том, что немагнитное золото имеет большую плотность и должно уходить в хвосты. Последние после сгущения и обезвоживания обогащались на концентрационных столах. На НКГОКе в 42,3 % из всех исследуемых проб тяжелых фракций золото не выявлено, что свидетельствует о нестабильности его извлечения. На ИнГОКе после переработки на концентрационном столе приблизительно 100-150 т хвостов собрано более 1 т концентрата тяжелых минералов, из которых извлечено 4,2 г сплава благородных металлов. Эти результаты подтвердили наличие и принципиальную возможность извлечения благородных металлов параллельно с производством железорудных концентратов. Одновременные опробования легких фракций показали невысокое содержание тяжелых минералов в хвостах - близкое по содержанию их в исходной руде.

Низкая концентрация золота в хвостах, необходимость их дальнейшего доизмельчения и форма свободных золотин, которая затрудняет их гравитационное извлечение, подтолкнули разработать новое направление возможности получения золотосодержащего продукта при производстве железорудных концентратов. К этому подталкивает и тот факт, что при добыче более 30 млн т/год железистых кварцитов с ними извлекается около 1 т золота - было бы очень хорошо извлечь хотя бы треть его без дополнительных затрат.

Постановка задачи. Ранее выполненные исследования по извлечению золота из магнетитовых руд базировались на его повышенной плотности и немагнитности. В новых исследованиях,

авторами предложено дополнительно учесть его меньшую прочность и большую пластичность, в сравнении с рудой и измельчающими телами.

Изложение материала и результаты. Следует отметить, что текстурно-структурные особенности магнетитовых кварцитов Ингулецких руд, силикатно-кварцевый состав нерудной фазы, тонкая вкрапленность магнетита в нерудных минералах, наличие ситовых структур, большая работа разрушения и прочность - все эти параметры обуславливают низкие показатели измельчаемости руд данного месторождения. Преимущество в силикатах кумингтонита обуславливает увеличение вязкости руд при тонком измельчении.

При тонком измельчении руд условия для гравитационного разделения минералов формально улучшаются. Кварц и нерудные минералы имеют плотность 2,6-3,0 т/м³, а рудные - магнетит и гематит - 4,8-5 т/м³. К этой смеси при измельчении добавляются тонкоизмельченная сталь футеровки и шаров, которые имеют насыпную массу 7,86 т/м³. Кроме этого, отмечается наличие других тяжелых минералов. Наибольшую плотность имеют благородные металлы - 17-19 т/м³ (чистое золото - 19,6 т/м³, а платина - еще больше). Однако такую плотность имеют только свободные зерна минералов. Сrostки имеют промежуточные значения плотности (рис. 1)

$$\rho_{cp} = \frac{\rho_1 \cdot \rho_2}{\rho_1 + [k_2] \cdot (\rho_1 - \rho_2)}, \quad (1)$$

где ρ_1, ρ_2 = соответственно плотность первого, второго минерала сrostка, $[k_2]$ - содержание второго минерала, доли ед.

Объемная доля минералов в сrostках также зависит от их массовой доли и разницы плотностей (рис. 2)

$$[k_1]_{об} = \frac{[k_1]_м \cdot \rho_2}{\rho_2 + [k_1]_м \cdot (\rho_2 - \rho_1)} \quad (2)$$

где ρ_1, ρ_2 - соответственно плотность первого, второго минерала сrostка, $[k_1]_{об}, [k_1]_м$ - объемная и содержание первого минерала в сrostке, доли ед.

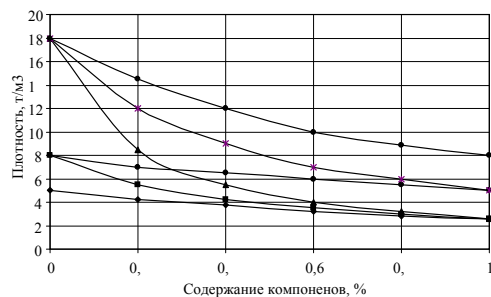


Рис. 1. Зависимость плотности сrostков от содержания компонентов

—●— концентрация кварца —■— концентрация кварца —▲— концентрация кварца
—●— концентрация магнетита —■— концентрация магнетита —▲— концентрация стали

Очевидно, что влияние вязкости суспензии, скорости ее движения, плотности на селективность гравитационного разделения минералов по их плотности уменьшается при увеличении удельной нагрузки на поверхность зерен: минералы с большей плотностью имеют меньшие диаметры зерен.

Если рассчитать равно падающие диаметры зерен по Риттингеру, то придем к зависимостям, которые изображены на рис. 3.

При этом коэффициент равнопадаемости по Риттингеру рассчитывается по формуле

$$e_R = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\rho_2 - 1}{\rho_1 - 1} \quad (3)$$

где e_R - коэффициент равнопадаемости по Риттингеру; d_1, d_2 - диаметры одного и второго минерала, мм

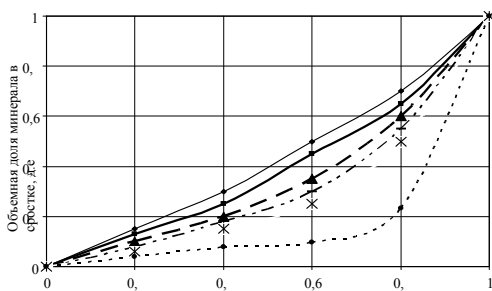


Рис. 2. Зависимость объемной доли компонента от его содержания в сrostках

—●— сrostки сталь-магнетит —■— сrostки магнетит-кварц —▲— сrostки золото-сталь
—●— сrostки сталь-кварц —■— сrostки золото-магнетит —▲— сrostки золото-кварц

На поведение в мельнице большее значение, чем плотность и магнитная восприимчивость, имеют твердость, пластичность и крепость минералов: магнетит и кварц - твердые и крепкие, шары и футеровка - еще тверже и крепче, но кроме этого пластичнее.

По этим показателям золото находится на последнем месте - оно мягкое, но очень пластичное.

По шкале Мооса: алмаз - 10; кремнезем в разных формах - 7-8; вольфрам - 7; молибден - 6; никель - 5; железо - 4,5; платина - 4,2; золото - 2,5.

Золото, как один из самых пластичных минералов, способно образовывать фольгу втрое тоньше,

чем серебро, алюминий и платина и в четыре раза тоньше, чем медь.

Поэтому, если можно представить, что сталь шаров и футеровки распыляется на вновь образованную при измельчении поверхность, то по отношению к золоту это тем более справедливо, учитывая его мягкость и пластичность.

В сливе классификатора оно может быть более дисперсным, чем в исходной руде, и благодаря своей немагнитности не выделяться в хвосты при магнитной сепарации.

Золото в процессе магнитной сепарации должно распределяться между хвостами и концентратом пропорционально их абсолютным поверхностям.

Кроме изложенного, необходимо обратить внимание на тот факт, что в первой стадии измельчения железной руды, работающей в замкнутом цикле со спиральным классификатором, расходы воды составляют 1-1,5 м³/т руды, а в конце технологической схемы они достигают 15-20 м³/т. Этот факт позволяет предположить, что возможно организовать цианирование железной руды в первой стадии измельчения, с циркуляцией цианидного раствора и кусковой части руды, для извлечения тончайших частиц с большой плотностью - зерен магнетита, кварца, стали, которые облеплены тончайшим золотом.

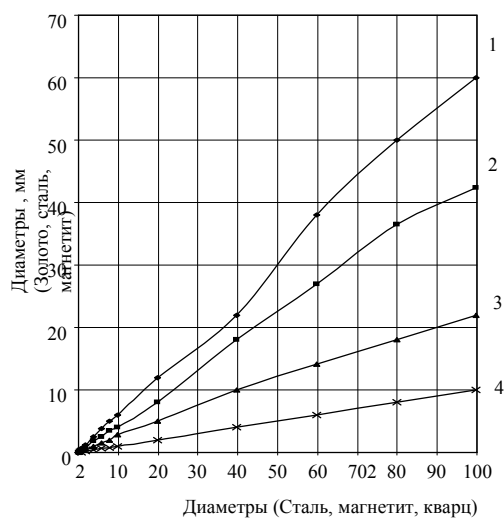


Рис.3. Равнопадающие диаметры зерен по Риттингеру
 1- сталь-магнетит 2- золото-сталь,магнетит-кварц
 3- золото-магнетит,сталь-кварц 4- золото-кварц

Существующие схемы обогащения и оборудование для этого не приспособлены, поэтому необходимо разработать новые.

При исследованиях руды Ингулецкого ГОКа было обнаружено, что в сливе мельниц содержание золота составляет 0,96-1,04 от содержания его в исходной руде. В крупных классах этого продукта (плюс 0,16 мм) золота столько же, а в мелких классах (менее 0,16 мм) его на 1,24-1,44 % больше. Аналогично золото распределяется между магнитными и немагнитными фракциями. При этом, содержание золота в хвостах немного больше, чем в концентратах, но не существенно. Этот факт свидетельствует о том, что перерабатывая хвосты с целью извлечения из них золота, последнее можно выделить не более, чем 40 %, то есть соответственно выходу хвостов в первой стадии.

Совершенно другая картина наблюдалась при опробовании материала спиральных классификаторов. В зависимости от места отбора проб, постоянным было содержание средних классов крупности 0,25-3 мм, которое изменялось в пределах 35 ± 10 % по высоте классификатора сверху вниз - на дне классификатора этих классов меньше, а началу корыта - больше. Существенно отличалось содержание класса минус 0,074 мм: внизу ванны - 11-13 %, а вверх по оси спирали оно уменьшалось от 2,5 до 5,5 %, т.е. в 2-4 раза. Содержание крупных классов 3-25 мм увеличивалось в противоположном направлении по всей спирали - от 3,3-10,5 % внизу до 29,3-40,4 % вверх. Крупность материала также увеличивалась от оси спирали к межспиральному гребню.

Классы крупности 10-25 мм по всем местам отбора проб магнитные, то есть они не разделяются на магнитную и немагнитную фракции, что свидетельствует о том, что материал не раскрыт. Мелкие фракции крупности 10-0 мм в целом содержат 5,3 – 18,5 % немагнитной фракции и относительно магнитной 81,5-94,7 %. В тончайших классах минус 0,074 мм и минус 0,16 мм немагнитной фракции больше и составляет 60-80 %. Вдоль спирали содержание немагнитной фракции в этих классах увеличивается от 40 до 55 %.

Распределение золота в постели классификатора аналогично распределению магнитной и немагнитной фракции железной руды: в классах 3-25 мм содержание золота такое же как в исходной руде, в классах 0-3 мм содержание золота в целом больше, чем в крупных классах, в 1,5-2 раза и постепенно увеличивается от 1,2-1,3 в классах 3-0,25 мм до 3,4-3,7 в классе минус 0,074 мм. Полученные данные не позволяют доизвлекать золото отдельно из магнитной или немагнитной фракций. Однако, данные о содержании золота в тонких классах 0-1 мм постели

классификатора в нижней части ванны свидетельствуют о том, что, извлекая их, можно получить черновой золотосодержащий продукт, в котором содержание золота в 2,815-3,326 раза больше, чем в исходной руде.

Этот факт был подтвержден при отборе крупномасштабной пробы постели классификатора в его нижней части. Содержание золота в этой пробе в 2,673-2,732 раза больше, чем в исходной руде.

Для извлечения чернового золотосодержащего продукта из постели классификатора необходимо изменить его конструкцию с целью механизации этого процесса. Однако следует отметить, что при постоянном извлечении этого продукта, содержания золота в нем уменьшится, в связи с тем, что концентрация золота увеличивается в продуктах с течением времени. Авторами предполагается, что более эффективным для извлечения золота из исходной руды будет использование в первой стадии измельчения цианидной соли низкой концентрации [9]. Раствор пополняется водой и цианидами для компенсации механических потерь с отфильтрованным сливом классификатора, а после цементации золота цинковой пылью раствор цианидов возвращается в первую стадию измельчения железной руды.

Анализ выполненных исследований позволяет предложить три варианта извлечения золотосодержащего концентрата в первой стадии измельчения магнетитовой руды. Первый вариант – это реконструкция спирального классификатора таким образом, чтобы из нижней части ванны извлечь классы крупности 1-0 мм с помощью шнекового или ковшевого элеватора, а потом этот материал обработать цианидами и вернуть железную руду в мельницу или классификатор. Ранее выполненными исследованиями по извлечению материала с ванны классификатора с помощью специального сифонно-гидроэлеваторного приспособления [10,11] подтверждают техническую возможность извлечения постели классификатора при одновременном улучшении технологии обогащения железной руды. Однако относительно извлечения золота возможности этого варианта ограничены физическими условиями ванны классификатора, которые обеспечивают степень концентрации более 3. Рассмотрим это подробнее. Баланс материала: $\gamma_p = \gamma_{сл} + \gamma_{чк} = 1$, где $\gamma_p, \gamma_{сл}, \gamma_{чк}$ - выхода руды, слива классификатора и чернового золотосодержащего концентрата. Баланс золота $\gamma_p \cdot \alpha = \gamma_{сл} \cdot \beta_{сл} + \gamma_{чк} \cdot \beta_{чк}$. Откуда $(\beta_{сл}/\alpha) = (1 - n \cdot \gamma_{чк}) / (1 - \gamma_{чк})$, где $n = \beta_{чк}/\alpha$ - степень концентрации золота в черновом концентрате. При степени концентрации, равном 3 и извлечении чернового концентрата 0,1, в нем будет только 30 % золота, а в сливе классификатора его останется 70 %. При извлечении из классификатора 20 % чернового концентрата, в нем будет только 50 % золота при условии, что степень концентрации остается равной 3 (рис. 4).

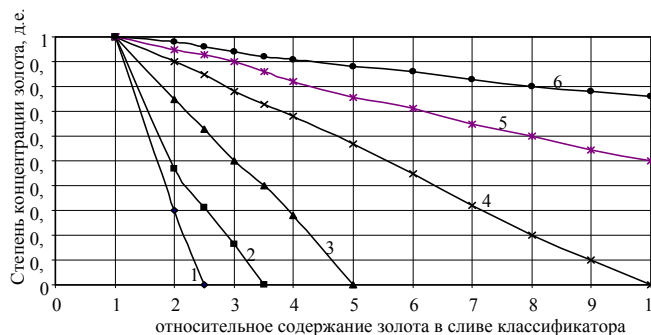


Рис. 4. Зависимость между содержанием золота в сливе классификатора от степени концентрации его в черновом концентрате и выходом последнего

— 1-содержание золота 0,4 — 2-содержание золота 0,3 — 3-содержание золота 0,2
— 4-содержание золота 0,1 — 5-содержание золота 0,05 — 6-содержание золота 0,025"

Преимущество этого варианта заключается только в том, что цианированием можно обработать все золото, которое содержится в исходной руде и тем самым повысить его извлечение. Предельно допустимое содержание цианидов в воде, которая сбрасывается в открытые водоемы, составляет $0,05 \text{ г/м}^3$ [12]. По стехиометрическому соотношению на 1 г золота необходимо $0,49 \text{ г}$ цианидной соли натрия.

Практично цианидной соли используется в 20-100 раз больше стехиометрической необходимости, или 49 г/г золота [12]. При наличии в нашей руде содержания золота α , расход циани-

Однако, вероятнее всего степень концентрации уменьшится. Поэтому для улучшения конкурентоспособности данного варианта необходимо в дальнейших разработках улучшить условия концентрации золота в ванне классификатора, учитывая улучшение технологии обогащения железных руд.

Второй вариант - цианирование руды в первой стадии измельчения с фильтрованием слива мельницы и возвращением раствора в мельницу. Кек репульпируется и направляется на магнитную сепарацию. Преимущество

нидой соли составит 49α на 1 т железной руды. Учтывая, что в первой стадии измельчения руды расходуется около 1 м^3 воды, то это даст концентрацию цианидов $49 \alpha \text{ г/м}^3$.

В дальнейших технологических операциях обогащения руды используется воды $10 \text{ м}^3 / \text{т}$ руды и больше. Поэтому разбавление цианидов составит $10/0,1=100$ раз. Это позволяет добиться содержания соли в воде, менее предельно допустимых норм.

Третьим вариантом извлечения золота из магнетитовых руд может быть объединение первого и второго вариантов. Объединение первых двух вариантов позволит снизить содержание цианидов в воде, которая сбрасывается в хвостохранилище. Однако при этом существенно усложнится технологическая схема первой стадии измельчения, обогащения железной руды и извлечение золота.

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом в результате выполненных исследований показаны места концентрации золота при обогащении магнетитовых руд и предложены три варианта технологических схем извлечения золота из них. Следует отметить, что для окончательного вывода по разработанным вариантам технологических схем необходима предпроектная проработка вариантов с наработкой партий золотосодержащих концентратов.

Список литературы

1. Зверева Е.А. Кларковые содержания золота в породах геотектонических провинций. Геология, методы поисков и разведки месторождений полезных ископаемых. Обзор. - М.: Недра, 1977.
2. Лапухов А.С. Технологии извлечения попутного золота из железных руд Сибири/ А.С. Лапухов, Р.Д. Мельникова, Л.У. Павлова и др // Физ.-техн. проблемы разработки полезных ископаемых. – 1998. - № 4. – С. 84-93.
3. Усенко И.С. Особенности распределения золота в железисто-кремнистых и некоторых других кристаллических породах Приазовья / И.С. Усенко, Г.Л. Кравченко, И.И. Сажацкий // Геологический журнал, 1973, т.33, №5, С.60-68.
4. Усенко И.С. О золотоносности Сорокинской тектонической зоны (Приазовье) / И.С. Усенко, Г.Л. Кравченко, И.И. Сажацкий // Доповіді АН УРСР. – 1973. - Серія Б, №4. – С. 322-327
5. Воробьев А. Е. Геохимия золота / А. Е. Воробьев, А. А. Глуш - М., ГУДН. – 2000. – 261 с.
6. Лушаков А. В. Нетрадиционные источники попутного получения золота: проблемы и пути решения (1-е издание) / А. В. Лушаков., Л. З. Быховский., Л. П. Тигунов // «Минеральное сырье», М., 2001, № 9, 82с.
7. Губін Г.В. Розробка нової енерго- та природозберігаючої технології, забезпечуючої комплексне використання мінеральних ресурсів Північного Приазов'я // Звіт по темі №3-92/598, Керівник теми. Губін Г.В. - Кривий Ріг. - 1993.
8. Бережной Н.Н. К вопросу о распределении энергии при измельчении / Н.Н. Бережной, И.И. Сокур // Горный журнал - 1991 - №11.
9. Легедза В.Я. Комплексное освоение железных руд и вмещающих пород Полтавского горнообогатительного комбината. В.Я. Легедза, В.А. Васин, Л.Н. Ковальчук, Е.С. Василенко // Геолого-мінералогічний вісник.– 2003.– № 1.- С.61-63.
10. Денисенко А.И. Совершенствование технологии обогащения магнетитовых кварцитов// А.И. Денисенко, Д.Ф. Сергеев., А.А. Христов и др.//Горный журнал. – 1989. - №2. - С.41-42.
11. Справочник по обогащению руд. Специальные вспомогательные процессы// Под. Ред. О.С. Богданова, В.И. Резнищева, 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1983.- 370 с.
12. Сепрюнов Н.Н. Общая металлургия / Н.Н. Сепрюнов, Б.А. Кузьмин, Е.В. Челишев // Учебник для ВУЗов. Изд 2, перер. и доп.– М.: Металлургиздат. - 1982 – 584 с.

Рукопись поступила в редакцию 24.03.16

УДК 622.684

В.О. СІСТУК, А.В. ВЕСНІН, кандидати техн. наук, доц.
Криворізький національний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ ОСОБЛИВОСТЕЙ МАНЕВРУВАННЯ АВТОТРАНСПОРТНИХ ЗАСОБІВ З ЕЛЕКТРОМЕХАНІЧНОЮ ТРАНСМІСІЄЮ У ЛАБОРАТОРНИХ УМОВАХ

Представлено дослідження особливостей маневрування автотранспортних засобів з електромеханічною трансмісією у лабораторних умовах. Об'єктом дослідження виступає маневреність колісного транспортного засобу в залежності від способу повороту. Метою дослідження є перевірка математичної моделі силового довороту колісного транспортного засобу. Лабораторні випробування включали визначення коефіцієнтів зчеплення та опору кочення, вимірювання та оцінку радіуса повороту лабораторного візка під час кінематичного повороту та силового довороту. Кінематичний поворот лабораторного візка виконувався за рахунок повороту передніх керованих коліс. З метою реалізації силового довороту за рахунок зміни відношення швидкостей задніх ведучих коліс зовнішнього та внутрішнього борта, необхідно забезпечити відповідний розподіл тягових зусиль відповідно до зчіпних властивостей опо-