

УДК 622.7

**А.С. КИРНАРСКИЙ**, д-р техн. наук  
(Германия, фирма "Инжиниринг Доберсек ГмбХ")

### **ОПЫТ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ БЕДНЫХ ФОСФОРИТОВЫХ РУД**

*Промышленная обогатительная фабрика "Ташкура"*

В 2007 году фирма "Engineering Dobersek GmbH" запустила в эксплуатацию промышленную обогатительную фабрику "Ташкура" (рис.1) по обогащению фосфоритов месторождения Кызылкум. Этот проект стал визитной карточкой фирмы в области переработки бедного фосфоритового минерального сырья. В этом проекте реализована технология обогащения бедных фосфоритовых руд при содержании пентоксида фосфора на уровне 17-19% за счет применения гравитационной схемы, включающей промывку в скруббер – бутаре, мокрое грохочение по граничной крупности -0,5 мм, трехстадиальная гидроклассификация с получением шламового слива с содержанием кл. -0,02 мм не менее 96% и обесшламленного зернистого концентрата с содержанием  $P_2O_5$  на уровне 24-25%. Водно-шламовая схема замкнутого типа с глубоким осветлением шламовой хвостовой пульпы в пастовом сгустителе диаметром 16 м. Зернистый концентрат подвергается обезвоживанию на ленточных вакуум – фильтрах в режиме промывки осадка, что наряду с промывкой и мокрой гидроклассификацией обеспечивает снижение содержания хлоридов в фосконцентрате до технологически безопасного уровня (менее 0,033%). Кек влажностью 20-21% подвергается термической сушке в агрегате барабанного типа с получением на выходе промытого фосконцентрата влажностью менее 10% [1]. В последующем фирма "Engineering Dobersek GmbH" разработала и внедрила технологию кальцинации гравитационного концентрата в установках "ПОЛКАЛ", что позволило получить высококачественное сырье с содержанием  $P_2O_5$  на уровне 28-29%. В последние годы проведены экспериментальные и пилотные испытания по экстракции фосфорной кислоты из фосфоритового сырья, получаемого на фабрике "Ташкура", а также предложены инновационные решения, направленные на оптимизацию добычи и доставки рудной массы от карьера до отвала комплекса.



Рис. 1. Промывочная обогатительная фабрика "Ташкура"

### *Оптимизация транспортных схем*

Характерная горно-геологическая особенность рудного поля месторождения Кызылкум, в частности в условиях участка Ташкура, состоит в том, что мощность внешней вскрыши достигает 14 м и представлена она рыхлыми отложениями типа дресвы, супесей, суглинков, при этом основной парк горной техники (60,5%) задействован на отгрузке и вывозке рыхлых отложений. Для интенсификации открытой разработки месторождения предложена идея использования роторного экскаватора для выемки внешней вскрыши. Ввиду высокой производительности роторного экскаватора и увеличения дальности транспортирования пришли к необходимости перехода на циклично – поточную систему при проведении вскрышных работ. Особенно это актуально при отработке других рудных полей. Участок Ташкура разбит на выемочные поля 1-9, при этом на сегодняшний день в отработке находятся участки 1-3 с дальностью транспортирования с указанных участков до отвала фабрики 3,5 км. С переходом на отработку полей 4-6 дальность транспортирования возрастает до 12 км, что сопровождается увеличением затрат на транспортировку руды карьерными самосвалами практически в два раза, а при переходе на отработку полей 7-9 эти расходы повышаются даже в 4 раза. Были рассмотрены различные варианты размещения комплекса именно на основе оптимизации затрат на транспорт руды. Внедрение циклично – поточной технологии позволяет снизить эксплуатационные затраты в 4 раза, а капитальные – в 2 раза по сравнению с циклической технологией отработки рудного поля.

### *Снижение кальциевого модуля при обогащении бедных руд*

Исходная бедная руда при содержании  $P_2O_5$  на уровне 17-19%, согласно разработанной фирмой "Engineering Dobersek GmbH" и внедренной на обогатительной фабрике Ташкура технологической схеме, подвергается промывке в скруббер-бутарах, трехстадиальной гидроклассификации в гидроциклонах малого диаметра, сушке и кальцинирующему обжигу, в результате чего получаем

## **Загальні питання технологій збагачення**

фосконцентрат с содержание фосфорного ангидрида и хлора соответственно 28,2 и 0,025%. Но кальциевый модуль ( $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ ), получаемого концентрата равный 2,06, требует технологических инноваций, которые позволят понизить данный показатель до уровня не более 2,0.

На первом этапе исследований проводилась оттирка исходной фосфоритовой руды, гранулометрическая характеристика представительной натурной пробы которой приведена в таблице 1. По результатам химического анализа содержание  $\text{P}_2\text{O}_5$  в данной пробе составляло 19,9%, а содержание  $\text{CaO}$  не превышало 42,7%.

Таблица 1

Гранулометрический состав исходной фосфоритовой руды

Класс крупности, мм	Выход, %	Класс крупности, мм	Выход, %
1-5	следы	0,1-0,16	26,8
0,50-1,00	0,9	0,05-0,10	23,8
0,25-0,50	12,1	0,00-0,05	18,3
0,16-0,25	18,1	Итого	100,0

Оттирка проводилась в лабораторной оттирочной машине в течение 5, 10 и 15 минут при содержании твердого в питании машины 40 и 60%. После оттирки материал обесшламливался по граничной крупности 0,05 мм, а затем подвергался ситовому анализу. В надрешетном и подрешетном продуктах определялось содержание оксидов фосфора и кальция. Анализ гранулометрических характеристик руды после оттирки при различном содержании твердого и в течение разного времени показал незначительные различия в дисперсности и химическом составе продуктов оттирки. Итоговые результаты исследований сведены в таблицу 2.

Таблица 2

Результаты оттирки исходной фосфоритовой руды

№ опыта	Время, мин	Содержание твердого, %	Продукты	$\text{CaO}$ , %	$\text{P}_2\text{O}_5$ , %	$[\text{CaO} / \text{P}_2\text{O}_5]$
1	5	40	надрешетный	44,4	21,3	2,085
			подрешетный	43,1	14,1	3,057
2	5	60	надрешетный	44,4	21,3	2,085
			подрешетный	43,1	14,4	2,993
3	10	40	надрешетный	44,8	21,8	2,055
			подрешетный	43,4	14,7	2,952
4	10	60	надрешетный	45,5	21,8	2,087
			подрешетный	43,4	14,7	2,952
5	15	40	надрешетный	44,8	21,8	2,055
			подрешетный	42,4	14,7	2,884
6	15	60	надрешетный	45,8	21,8	2,101
			подрешетный	43,5	14,9	2,919

Данные таблицы 2 свидетельствуют о том, что кальциевый модуль руды после оттирки и обесшламливания за один прием уменьшился с 2,15 до 2,087,

но для достижения требуемого уровня  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5 < 2$  необходимо употребить две-три стадии оттирки и обесшламливания, как это делают на некоторых фосфоритовых фабриках.

Другой путь решения данной задачи – измельчение руды в стержневых мельницах до крупности 70% -0,074 мм и последующее флотационное обогащение измельченной руды. В качестве собирателя на стадии карбонатной флотации применяли отходы масложиркомбината – реагент соапсток, жирность которого достигает 61%. Регулятором среды служила азотная кислота. Время карбонатной флотации – 10 минут. Затем камерный продукт подвергался фосфоритовой флотации в щелочной среде в открытом цикле в течение 10 минут с использованием в качестве собирателя олеата натрия при удельном расходе до 300 г/т. Полученный фосконцентрат содержит 26,5%  $\text{P}_2\text{O}_5$ , а кальциевый модуль находится на уровне 2,1-2,2, что требует дополнительной его кальцинации посредством обжига. Это свидетельствует о малой эффективности и нерентабельности такого технологического решения из-за значительной его энергоемкости.

На следующем этапе исследований применяли выщелачивание  $\text{CaO}$  водой из промытого обожженного фосконцентрата, для чего готовилась фосфосуспензия при содержании твердого 33%, которая посредством магнитной мешалки перемешивалась в течение 30 минут. Оптимальное время обработки назначалось по содержанию  $\text{CaO}$  в жидкой осветленной фазе при выщелачивании обожженного фосконцентрата при различной продолжительности опытов. Выщелачиванию подвергались следующие продукты: промытый обожженный фосконцентрат, получаемый на фабрике Ташкура; промытый фабричный фосконцентрат, обожженный в муфельной печи в течение 1 часа при температуре 800, 850 и 1200 °С.

В процессе выщелачивания установлено, что при отстаивании пульпы формируется три области: область осветленной жидкости с примесью гидроксида кальция  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , переходная зона и область твердого осадка фосфорита. Осветленная жидкость подвергалась химическому анализу на предмет содержания  $\text{CaO}$  и  $\text{P}_2\text{O}_5$ . Попутно определялась дисперсность частиц твердой фазы. Аналогично анализировался твердый осадок фосфорита. Кроме того, был сделан седиментационный анализ фосконцентрата, обожженного при температуре 850 °С.

Результат выщелачивания показал, что при удалении гидроксида кальция из рабочего раствора карбонатный модуль обожженного фабричного фосконцентрата понижается 2,02 до 1,90. Повышенное содержание  $\text{CaO}$  объясняется присутствием в переходной области осветляемой суспензии ультратонких частиц, которые по крупности распределились следующим образом: 10% кл. 46-85 мкм, 40% кл. 1,44-46 мкм и 50% кл. -1,44 мкм. Химический анализ ультратонкой фракции показал содержание  $\text{P}_2\text{O}_5$  и  $\text{CaO}$  соответственно 14 и 50,1%. Следовательно, ультратонкая фракция на 50% представлена кристаллами гидроксида кальция, а другая ее половина включает полезную фосфосодержащую

## **Загальні питання технологій збагачення**

составляющую, что указывает на потери  $P_2O_5$  в сливе гидроциклонов при обесшламливании руды. При обжиге отмытого фосконцентрата последовательно при температуре 800, 850 и 1200 °С имеет место удаление  $CO_2$  и снижение его массы примерно на 16,10-16,15-17,05%, что определяет рост содержания  $P_2O_5$  до 28,77-28,85-29,85% соответственно. Выщелачивание водой обожженных фосконцентратов показало незначительное снижение их кальциевого модуля, при этом  $CaO$ , образующийся в процессе обжига, взаимодействует с водой с образованием  $Ca(OH)_2$ , всего на 23-25%.

Практическое применение процесса выщелачивания связано со значительными капитальными и эксплуатационными затратами на обезвоживание обработанного продукта (сгущение и термическая сушка).

Таким образом, проведенные исследования по улучшению кальциевого модуля за счет оттирки, измельчения – флотации исходной руды и выщелачивания водой отмытого обожженного концентрата не позволили получить значительного снижения содержания  $CaO$ .

### *Химическая переработка фосфоритов месторождения Кызылкум*

В феврале 2013 года были проведены лабораторные, а в сентябре того же года полупромышленные испытания фосфоритового концентрата, отобранного на Кызылкумском фосфоритовом комплексе (КФК). В качестве исследуемого материала использовались: обожженный фосконцентрат, мытая руда, обожженный фосконцентрат (смешанный продукт пластов №1 и №2 в соотношении 50:50), мытая руда (смешанный продукт пластов №1 и №2 в соотношении 50:50).

Испытания по получению экстракционной фосфорной кислоты были проведены в Тунисе в г. Сфакс на промышленной пилотной установке (рис. 2).



Рис. 2. Пилотная установка экстракции фосфорной кислоты

Были испытаны все вышеперечисленные образцы, а также несколько вариантов смеси мытого и обожженного концентратов. В процессе экстракции фосфорной кислоты из бедной руды на пилотной установке получены опытные данные, которые сведены в таблицу 3.

Таблица 3

Результаты пилотных исследований	
Технологические параметры	Численное значение
Извлечение оксида фосфора в раствор, %	93-95
Содержание P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> в фосфорной кислоте, %	19-23
Расход серной кислоты, т H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> (98 %) на 1 т P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (100%)	3,1-3,5
Гипсовое число (выход фосфогипса)	1,5-1,61
Удельная фильтруемость фосфогипса, т/(м <sup>2</sup> ·сут)	2,5-3,4
Диаметр кристаллов фосфогипса, мкм	43-52

Проведенные лабораторные и пилотные испытания показали, что технологически возможно получить продукционную фосфорную кислоту из мытого, кальцинированного концентратов и их смеси. Наиболее высокие технологические показатели наблюдаются при работе на мытом обожженном сырье, но здесь необходимо считаться со значительными капитальными и эксплуатационными затратами. При работе на мытом фосфосырье имеет место запенивание системы, ухудшение фильтрации фосфогипса, при этом достигаются более низкие технологические показатели по выходу и содержанию P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Мы пришли к технологическому компромиссу: работа на смеси сырья мытого и обожженного фосфоритового концентрата. В этом случае достигаются заданные режимные параметры при умеренном пенообразовании, приемлемой скорости фильтрации и значительном сокращении эксплуатационных и капитальных затрат при производстве ЭФК и сложных минеральных удобрений.

### *Заключение*

Десятилетний опыт работы фирма "Engineering Dobersek GmbH" в области добычи, обогащения и переработки фосфоритовых руд месторождения Кызылкум показал практическую состоятельность разработанных технологических решений фирмы, что подтверждается работой обогатительной фабрики "Ташкура", а также обнаружил необходимость поиска инновационных, нестандартных подходов для решения проблем как на стадии добычи, обогащения, так и химической переработки бедного фосфоритового сырья в условиях Кызылкумского фосфоритового комплекса (КФК).

1. Wotzka C.N. Industrial removal of chlorides from phosphate ores by washing in extreme conditions in the Uzbekistan desert. // AT Mineral Processing. – 2008 – V. 85, № 4. – P. 10-15.

© Кирнарский А.С., 2017

*Надійшла до редколегії 10.10.2017 р.*

*Рекомендовано до публікації д.т.н. І.К. Младецьким*