

Sp. 5.78

С. ДЕТКОВСКИЙ, В. ПЕТЕРСЕЛЛЬ, Р. ПЯЗОК

ОБ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЦЕЛЕСОБРАЗНОСТИ ВКЛЮЧЕНИЯ ГЛАУКОНИТОВЫХ ПЕСЧАНИКОВ В КОНТУР ВЫЕМКИ ФОСФОРИТНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ЭСТОНИИ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

На значительной части площади Раквереского месторождения ракушечных фосфоритов промышленный пласт перекрыт сверху слоем слабобетонированных глауконитовых песчаников мощностью 0,6—1,1 м, который образует неустойчивую непосредственную кровлю, усложняющую из-за самообрушения разработку месторождения подземным способом. Выемка пород непосредственной кровли представляется неизбежной. Нижняя часть слоя глауконитового песчаника обогащена фосфором и содержит до 9% P_2O_5 при среднем содержании по слою около 2%. Выше глауконита залегают крепкие доломитизированные известняки, образующие основную кровлю промышленного пласта.

Разработка промышленного пласта в принципе возможна двумя технологическими способами. При первом из них глауконит извлекают селективно как пустую породу и размещают в камерных выработках шахты. Заодно проводится крепление основной кровли штангами. После этого приступают к выемке промышленного пласта. Второй способ представляет собой валовую выемку пластов фосфорита и глауконитового песчаника с обогащением полученной горной массы. Селективная выемка исключает разубоживание руды глауконитом, но зато усложняет технологию и повышает затраты на выемку фосфорита. Почти вдвое увеличивается удельный объем нарезных работ в блоке, необходимы дополнительные затраты на извлечение глауконита. Кроме того, малая мощность пласта глауконита, недостаточная для размещения забойного оборудования, предопределяет необходимость его выемки с присечкой пород основной кровли или верхней, наиболее богатой части промышленного пласта. В последнем случае будут дополнительные потери фосфорита.

Наиболее реальной и приемлемой, с точки зрения технологии и организации горных работ, представляется валовая выемка фосфорита и глауконитового песчаника. Однако обоснование возможности и целесообразности ее применения требует предварительного изучения ряда вопросов, важнейшими из которых являются определение влияния примеси глауконита на качество добываемой руды (горной массы) и на показатели ее обогащения, установление сравнительной экономической эффективности рассматриваемых технологий. Результаты исследований этих вопросов и составляют предмет настоящей статьи. Исследования выполнялись в условиях наиболее перспективного участка Раквереского фосфоритоносного района — Кабала (подсчетный блок C_2 — III), изученного на стадии детального поиска.

Вначале на основании данных опробования и результатов химического анализа керновых проб были исследованы возможности рас-



пределения полезного компонента по мощности промышленного пласта. Установлено, что от кровли к подошве содержание P_2O_5 снижается по параболической зависимости, выражающейся уравнением регрессии

$$\alpha(h) = 15,6 - 1,07h - 0,01h^2,$$

где $\alpha(h)$ — содержание P_2O_5 в сечении пласта, %, h — расстояние от кровли пласта до отметки данного сечения, м.

График зависимости — эмпирическая (пунктир) и теоретическая (сплошная) линии регрессии — приведен на рис. 1. Установлена явная корреляционная связь между рассматриваемыми признаками. Индекс корреляции составляет 0,405 (с доверительными границами при 95%-ной надежности 0,365—0,445), оценка тесноты связи $0,405 > 0,078$ свидетельствует о ее реальности.

Исходя из полученной регрессионной зависимости были рассчитаны средние содержания P_2O_5 в добываемой руде для двух возможных вариантов технологии. Мощность слоя глауконита принята 1,1 м, среднее содержание в нем P_2O_5 2%. При селективной разработке выемка глауконита ведется с присечкой верхней части промышленного пласта 0,7 м, чтобы обеспечить минимально необходимую по технологическим условиям вынимаемую мощность 1,8 м (рис. 2). В случае валовой выемки промышленный пласт и глауконит извлекают как один слой вплоть до основной кровли — известняков.

При селективной технологии среднее содержание P_2O_5 в добываемой руде снижается монотонно по мере увеличения мощности промышленного пласта (рис. 2, 1). Если средняя мощность по участку 5,2 м (с учетом потерь в верхней части пласта вынимаемая мощность состав-

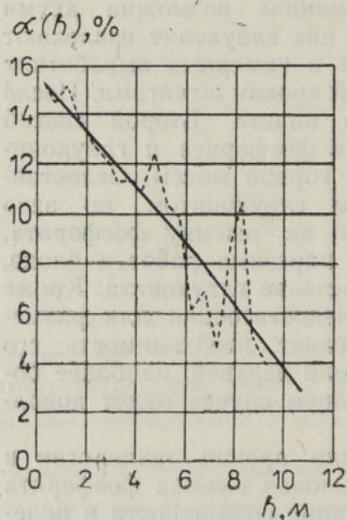


Рис. 1.

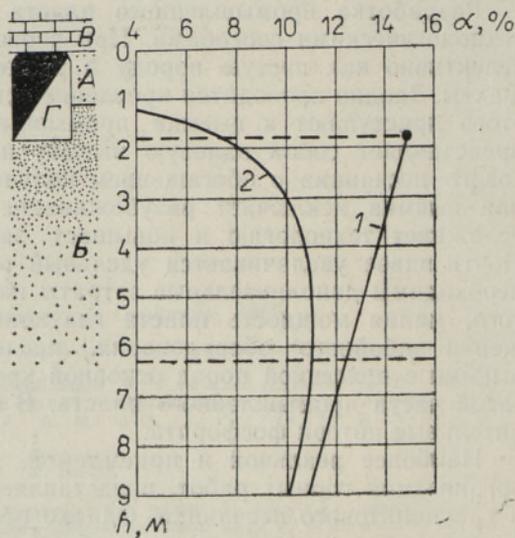


Рис. 2.

Рис. 1. Распределение содержания P_2O_5 по мощности промышленного пласта (отсчет мощности от кровли пласта).

Рис. 2. Изменение среднего содержания P_2O_5 в руде в зависимости от вынимаемой мощности пласта. 1 — селективная выемка фосфорита и глауконитового песчаника (на схеме слева от графика: А — глауконитовый песчаник, Б — промышленный пласт, В — основная кровля промышленного пласта, Г — выемка глауконитового песчаника), 2 — валовая выемка.

яет 4,5 м), то среднее содержание P_2O_5 12,3%. При валовой выемке среднее содержание изменяется в зависимости от вынимаемой мощности по-разному (рис. 2, 2). Вначале оно повышается за счет уменьшения удельного веса примеси глауконита в добываемой руде, а затем начинает снижаться, поскольку преобладающим становится фактор постепенного ухудшения качества в нижней части пласта. По мере оста вынимаемой мощности сокращается также разница в содержании по сравниваемым способам технологии. Например, при мощности 5,2 м валовая выемка дает 11%, т. е. всего лишь на 1,3% меньше, чем селективная выемка. Таким образом, среднее содержание полезного компонента в руде за счет разубоживания ее глауконитом в целом по участку изменяется весьма незначительно.

Для изучения влияния примеси глауконита на показатели обогащения руды нами были выполнены специальные лабораторные исследования. Обогащение материала проводилось малыми (до 10 кг) технологическими пробами из кернов буровых скважин длиной 1,5 и 2,9 м, а 0,8 и 1,1 м составляли глауконитовые песчаники, а остальные 0,7 и 1,8 м были представлены рудой, содержащей около 60—70% детрита створок фосфатных оболочек. Для сравнения обогащали также чистые пробы, не содержащие существенной примеси глауконита. Материал дробили в щековой и валковой дробилках и затем измельчали до крупности 0,3 мм в шаровой мельнице. Измельченную руду обес-

Таблица 1

Минеральный состав малых технологических проб и продуктов их обогащения по данным рентгенодифрактометрического анализа

Шифр пробы	Содержание минералов, %						
	Кварц	Кальцит	Доломит	Франколит	Пирит	Глауконит	Прочие
Исходная руда							
T-13	60,28	1,15	2,76	35,83	—	—	—
T-34	86,50	—	2,48	11,02	—	—	—
T-58*	34,35	1,63	1,68	41,66	0,74	19,74	—
T-60*	33,70	—	—	33,80	2,17	30,33	—
Концентрат							
T-13	8,00	—	4,85	87,15	—	—	—
T-34	7,41	—	16,64	75,95	—	—	—
T-58*	5,05	—	4,12	89,43	1,40	—	—
T-60*	7,48	—	—	89,72	2,80	—	—
Шламы							
T-13	43,38	3,23	7,05	46,35	—	—	—
T-34	67,73	—	7,88	24,38	—	—	—
T-58*	19,14	—	2,08	39,15	1,64	30,07	8,47
T-60*	27,00	2,22	—	32,50	1,47	27,49	9,32
Хвосты							
T-13	98,76	—	—	1,24	—	—	—
T-34	98,85	—	—	1,14	—	—	—
T-58*	70,67	—	—	2,79	—	26,54	—
T-60*	62,63	—	—	1,58	следы	35,79	—

Примечание. Места отбора проб см. табл. 2.

Шифр пробы разубоживания глауконитом руды. Прочерки означают, что минерала в продукте менее 1%.

Химический состав малых технологических проб
и продуктов их обогащения

Шифр пробы	Выход продукта, %	Показатели обогащения, %						Модули		
		Нерастворимый остаток	P ₂ O ₅		MgO		Fe ₂ O ₃		MgO	Fe ₂ O ₃
			Содержание	Содержание	Извлечение	Содержание	Извлечение	Содержание		
Исходная руда										
ПТ-13		60,28	12,89		0,94		0,93		0,072	0,071
ПТ-34		85,36	4,18		0,65		0,98		0,156	0,234
ПТ-49		47,72	17,14		0,54		1,84		0,031	0,107
ПТ-50		46,92	17,96		0,55		0,94		0,031	0,052
ПТ-52		38,88	21,72		0,63		1,04		0,029	0,047
ПТ-57		76,19	7,76		0,16		0,55		0,021	0,071
ПТ-58		48,79	14,27		1,28		2,88		0,089	0,202
ПТ-60		57,90	11,32		0,85		3,34		0,075	0,295
Концентрат										
ПТ-13	28,7	4,66	32,00	72,3	1,25	43,0	2,02	35,4		
ПТ-34	9,2	7,79	28,23	66,0	3,25	48,4	1,25	14,5		
ПТ-49	42,3	10,31	31,72	78,5	0,69	63,0	1,50	36,6		
ПТ-50	40,5	8,42	32,10	71,5	0,83	68,0	1,75	53,8		
ПТ-52	46,3	6,60	32,68	71,2	1,50	77,5	1,08	45,5		
ПТ-57	15,0	5,35	32,33	69,1	0,61	56,3	0,75	20,0		
ПТ-58	30,1	4,48	33,12	69,9	1,10	34,0	1,52	19,7		
ПТ-60	24,7	7,21	32,57	68,6	1,04	37,7	2,71	27,3		
Шламы										
ПТ-13	19,7	40,73	16,04	24,9	1,95	45,9	3,95	47,6		
ПТ-34	12,8	66,18	8,28	27,0	1,85	38,7	1,38	21,7		
ПТ-49	16,6	31,86	20,52	20,0	1,00	37,0	4,31	41,9		
ПТ-50	19,7	24,84	24,63	26,7	0,83	32,0	2,48	37,1		
ПТ-52	22,2	20,51	26,45	27,6	0,65	15,7	1,80	36,4		
ПТ-57	11,0	49,11	12,63	19,8	0,50	37,5	1,72	25,3		
ПТ-58	30,9	51,83	12,15	26,3	1,41	45,4	3,87	51,5		
ПТ-60	30,5	59,90	10,02	26,1	0,94	42,0	3,75	46,3		
Хвосты										
ПТ-13	51,6	97,64	0,69	2,8	0,18	11,1	0,54	17,0		
ПТ-34	78,0	97,28	0,35	6,8	0,10	12,9	0,69	63,8		
ПТ-49	41,1	96,74	0,60	1,5	—	—	0,94	21,5		
ПТ-50	39,8	97,24	0,81	1,8	—	—	0,31	9,1		
ПТ-52	31,5	96,06	0,83	1,2	0,18	6,8	0,64	18,2		
ПТ-57	74,0	97,61	1,05	11,1	0,01	6,2	0,55	54,7		
ПТ-58	39,0	89,39	1,40	3,9	0,51	20,6	1,72	28,8		
ПТ-60	44,8	91,25	1,38	5,3	0,32	20,3	1,46	26,4		

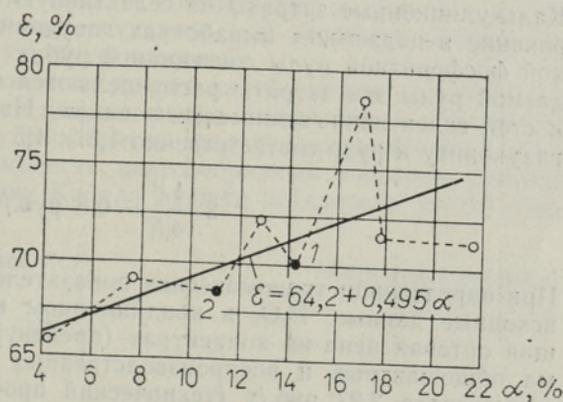
Примечание. Места отбора малых технологических проб из фосфоритных руд участка Кабала: ПТ-13 — скв. 1550, гл. 93,9—99,9 м; ПТ-34 — скв. Р-1752, гл. 105,2—106,4 м; ПТ-49 — скв. Р-1717А, гл. 80,8—87,1 м (глауколитовый песчаник — 0,5 м); ПТ-50 — скв. Р-1717А, гл. 81,3—87,1 м; ПТ-52 — скв. Р-1735, гл. 87,5—91,0 м; ПТ-57 — скв. Р-1725, гл. 91,7—96,1 м; ПТ-58 — скв. Р-1710, гл. 59,4—62,3 м (глауколитовый песчаник — 1,1 м); ПТ-60 — скв. КЗ-1-2, гл. 98,9—100,4 м (глауколитовый песчаник — 0,8 м).

шламливали по классу 30 мкм. Флотацию всех проб проводили по анионной схеме на машине ФМ-2М (объем камеры 0,25 л) по традиционному замкнутому циклу, предусматривающему основную и контрольную флотацию руды и двойную очистку концентрата при замкнутом водообороте с возвратом промпродуктов из последующей операции в предшествующую. Флотационными реагентами послужили: в качестве анионного собирателя — натриевое мыло сырого таллового масла, аполярного собирателя — керосин, регулятора рН — сода, подавателя флотации кварца — жидкое стекло.

Полученные результаты приведены в табл. 1 и 2. Минеральный состав технологических проб и продуктов обогащения определен по данным рентгенодифрактометрического анализа, выполненного в Тартуском государственном университете под руководством К. Утсала, химические анализы проведены в центральной лаборатории Управления геологии ЭССР под руководством М. Калкун.

Исследования показали, что наличие глауконита в обогащаемой фосфоритной руде практически не оказывает влияния на качество концентрата. Из проб с магниевым модулем менее 0,12 получен концентрат с содержанием 31—33% P_2O_5 при извлечении его 68,6—78,5% (табл. 2). Глауконит при анионной схеме флотации ведет себя инертно. Являясь наиболее мягким минералом в обогащаемом материале, он практически полностью переходит в шламы, а зерна его крупнее 30 мкм остаются в камерном продукте — хвостах (табл. 1). Глауконита в концентрате ничтожно мало — менее 1%. За счет примеси глауконита в руде значительно увеличивается выход шламов и несколько уменьшается в них процент P_2O_5 (табл. 2), что вполне естественно для условий лабораторного эксперимента. Переход к промышленному обогащению с мокрым стадийным дроблением и измельчением руды может дать уменьшение выхода шламов примерно вдвое, в результате этого повысится извлечение P_2O_5 в концентрат и уменьшатся его потери. Таким образом, есть все основания полагать, что наличие глауконита в обогащаемой руде влияет лишь на затраты по обогащению, но не изменяет ни технологических показателей процесса, ни качества получаемого концентрата.

Рис. 3. Зависимость извлечения P_2O_5 в концентрат от среднего содержания его в обогащаемой руде. Точки 1 и 2 — пробы с содержанием в руде глауконита.



Затраты по обогащению на единицу концентрата при заданной технологии процесса зависят в основном от двух параметров: содержания полезного компонента в обогащаемой руде и извлечения компонента в концентрат. Обработка данных табл. 2 позволила установить наличие линейной взаимосвязи (рис. 3) между извлечением P_2O_5 (ϵ)

и содержанием его в поступающей на обогащение руде (α). Эту взаимосвязь можно выразить уравнением регрессии (при коэффициенте корреляции 0,633)

$$\varepsilon = 64,2 + 0,495\alpha,$$

откуда видно, что с увеличением P_2O_5 на 1% извлечение повышается примерно на 0,5%.

Товарный выход концентрата в зависимости от содержания P_2O_5 в руде и концентрате определяется как

$$\varphi = \frac{\alpha \cdot \varepsilon}{100\alpha_h} = \frac{64,2\alpha + 0,495\alpha^2}{100\alpha_h};$$

где φ — выход концентрата в долях единицы, α и α_h — содержание P_2O_5 соответственно в руде и концентрате, %.

Экономические показатели двух рассматриваемых способов технологии мы определяли с помощью разработанных в Институте экономики АН ЭССР экономико-математических моделей затрат на эксплуатацию фосфоритных месторождений системой с монолитной закладкой выработанного пространства. При определении экономических показателей учитывали различные по сравниваемым способам средние содержания полезного компонента в добываемой руде и уровни извлечения запасов месторождения.

Себестоимость добычи руды рассчитывали в зависимости от вынужденной мощности (h) по формуле

$$C_p = 2,12 + \frac{162h^2 + 3101h - 178}{361h^2 + 69h}, \text{ руб./т.}$$

Себестоимость обогащения в расчете на концентрат определяли в зависимости от его товарного выхода (φ) как

$$C_{об.} = \frac{1,78}{\varphi} + 1,51, \text{ руб./т.}$$

Калькуляционные затраты на селективную выемку, доставку и складирование в подземных выработках глауконитового песчаника с присоединением фосфоритной руды составили 2 руб./т (4,5 руб./м³). На 1 т добываемой руды эти затраты распределяются с учетом соотношения мощностей селективно вынимаемых слоев. Например, при мощностях глаукониту и руде соответственно 1,8 и 4,5 м величины затрат состав

$$2 \cdot \frac{1,8}{4,5} = 0,8 \text{ руб./т.}$$

При определении экономических показателей были приняты следующие исходные данные: P_2O_5 в кондиционном концентрате 28%, действующая оптовая цена на концентрат (прейскурант 1982 г.) 43 руб./т, сумма общешахтных и внепроизводственных расходов в себестоимости концентрата 2,27 руб./т (технический проект рудника Тоолсе). Полученные результаты расчетов даны в табл. 3.

Из сравнения экономических показателей видно, что при валовой выемке промышленного пласта с глауконитовым песчаником себестоимость добычи руды (горной массы) на 25% ниже, чем при селективной выемке. Однако за счет ухудшения качества добываемого сырья возрастают затраты на его обогащение. В общей же сложности экономия на горных работах перекрывает дополнительные затраты по обогащению.

Сравнение технико-экономических показателей технологических вариантов горных работ

Наименование показателей	Значения показателей		Отношение показателей (1:2)
	Валовая выемка (1)	Селективная выемка (2)	
Добываемая мощность, м:			
промпласта	6,3	4,5	
глауконита с присечкой руды	—	1,8	
Себестоимость добычи руды, руб./т	3,9	4,4	
Затраты на выемку глауконита, руб./т	—	2,0	
Себестоимость добычи руды с учетом затрат на выемку глауконита, руб./т	3,9	5,2	0,75
Среднее содержание P_2O_5 в добываемой руде, %	11,0	12,3	
Извлечение P_2O_5 в концентрат, %	69,7	70,3	
Соварный выход 28%-го концентрата из руды	0,274	0,309	
Себестоимость обогащения, руб./т концентрата	8,0	7,3	1,10
Сравнительная себестоимость концентрата, руб./т	24,5	26,4	0,93
Прибыль на 1 т концентрата, руб.	18,5	16,6	1,11
Эффективность извлечения балансовых запасов руды	0,93	0,80	
Производительность площади месторождения, руб./м ² :			
по руде	13,24	9,46	
по концентрату	3,63	2,92	
Прибыль с 1 м ² площади месторождения, руб.	67,1	48,5	1,38

нию, поэтому себестоимость концентрата будет ниже, а прибыль по предприятию выше, чем при селективной технологии выемки. Таким образом, валовая выемка оправдывает себя уже с хозрасчетных позиций. А если учесть, что она обеспечивает более высокий уровень извлечения запасов месторождения (коэффициент извлечения 0,93 против 0,8), то ее сравнительная экономическая эффективность будет значительно выше. Как видно из табл. 3, соотношение прибылей с единицы площади погашаемых запасов составляет 1,38. Валовая выемка является более ресурсосберегающей технологией.

По результатам выполненных исследований можно сделать единственный вывод: включение глауконитовых песчаников в контур выемки промышленного пласта фосфоритов является технологически наиболее приемлемым и экономически целесообразным способом, обеспечивающим в целом по участку Кабала лучшие показатели эксплуатации.

Управление геологии Эстонской ССР

Институт экономики
Академии наук Эстонской ССР

Поступила в редакцию
26/IX 1984

S. DETKOVSKI, V. PETERSELL, R. PASOK

FOSFORIIDI JA GLAUKONIITLIIVAKIVI KOOSVÄLJAMISE MAJANDUSLIKUST OTSTARBEKUSEST ALLMAAKAEVANDAMISEL EESTIS

On uuritud võimalusi kaevandada fosforiiti koos sellel lasuva vähetementeerunud glaukoniitliivakiviga, mis on fosforiidi tööstusliku kihi vähepüsivaks vahetuks laeks. On vaadeldud kaevandatava tooremi keskmise kvaliteedi muutumist ja tehtud glaukoniidiga segunenud fosforiidi laboratoorsed rikastuskatsed. Selgus, et glaukoniidi lisandamine ei mõjuta rikastamise tehnoloogilisi näitajaid ega saadava kontsentradi kvaliteeti.

On võrreldud mäetööde tehnoloogiliste variantide majanduslikke näitajaid fosforiidi ja glaukoniidi koos- ning selektiivsel väljamisel. Koosväljamise variant tagab maardla varude täielikuma kasutuselevõtu ja mäetööstusettevõtte paremaid isemajanduslikud näitajad.

S. DETKOVSKY, V. PETERSELL, R. PASOK

ON THE ECONOMIC EFFICIENCY OF INCLUDING GLAUCONITE SANDSTONE IN THE UNDERGROUND MINING CONTOUR OF ESTONIAN PHOSPHORITE DEPOSITS

The authors discuss the possibility of mining phosphorite ore together with the overlying strata of glauconite sandstone which forms there a soft and unstable roof of ore body.

Changes were observed in the average quality of the ore mined. Laboratory experiments were carried out, aimed at enriching ores by diluting them with glauconite. It was ascertained that the admixture of glauconite does not affect the technological parameters of enrichment or the quality of the concentrate obtained.

The cost of the concentrate of total and selective mining technologies were compared. Total mining proved to be more efficient, ensuring a higher extraction of resources and more favourable economic indices than selective mining.