



УДК 332:622

А.О. Киселева

СГГА, г. Новосибирск

**РОЛЬ ЗЕМЛЕУСТРОЙСТВА В РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО МЕНЕДЖМЕНТА
ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

Горнодобывающая промышленность Российской Федерации является одной из ведущих отраслей экономики. Результаты деятельности данной отрасли составляют большую часть ВВП, а вся внутренняя экономическая политика строится на принципе получения максимальной выгоды из добычи и продажи сырьевых природных ресурсов и непосредственно зависит от разумного управления деятельностью горнодобывающих предприятий.

Деятельность данных предприятий регулируется ФЗ «О недрах», Земельным, Гражданским, Водным и Лесным кодексами. Государственное регулирование горнодобывающей отрасли осуществляется посредством выдачи лицензии, взимания специальной платы за недропользования (разовые, периодические платежи и налоги), а также посредством предоставления земельного участка и приобретения на него прав, что является первичным.

В процессе управления горнодобывающим производством решаются следующие задачи:

- организация работы предприятий, в том числе решение вопросов приобретения земельных участков под строительство зданий, обслуживающих процесс горной добычи и земельных участков, где будет непосредственно осуществляться недропользование;
- организация производства таким образом, чтобы можно было получить максимальную выгоду от разработки месторождений.

Кроме эффективного управления уже имеющимися территориями месторождений полезных ископаемых, к задачам производственного менеджмента следует отнести поиск новых территорий с целью проведения геологоразведочных работ и их последующего обустройства.

В современном понимании землеустройство представляет собой мероприятия по планированию и организации рационального использования земель, в том числе земель, используемых общинами коренных малочисленных народов Севера, Сибири и других регионов, по установлению границ на местности. В этой связи задачами, которые решаются землеустройством в недропользовании являются:

- отвод земельного участка под будущее недропользование;
- установление на местности его границ; при определении границ горного отвода учитываются: пространственные контуры месторождений полезных ископаемых; положение участка строительства и эксплуатации подземных сооружений; границы безопасного ведения горных и взрывных работ; зоны охраны от вредного влияния горных разработок; зоны сдвижения горных пород; контуры предохранительных целиков под природными объектами, зданиями; разносы бортов карьеров и разрезов и другие факторы, влияющие на состояние недр и земной поверхности в связи с процессом горнодобычи;

- проведение мероприятий по снятию плодородного слоя;
- рекультивация земель;
- контроль за проведением данных работ;
- охрана земель.

Отличительной особенностью предприятий горнодобывающей отрасли является использование земли как пространственного базиса, поэтому при предоставлении земельных участков необходимо соблюдать следующие требования:

- предоставляются земельные участки, не пригодные для сельскохозяйственного использования, худшего качества (по кадастровой оценке) (статья 79 ЗК РФ); особо ценные земельные участки сельскохозяйственного назначения предоставляются после отработки других земельных участков в границах горного отвода;
- размеры земельных участков принимаются минимально допустимые;
- предусматривается снятие плодородного слоя почвы и последующая рекультивация нарушенных земель (после их использования для добычи полезных ископаемых).

Основным условием современного землепользования, и недропользования в частности, является предоставление земельного участка в определенных границах.

В настоящее время предоставление земельных участков организациям горнодобывающей промышленности осуществляется после оформления горного отвода, утверждения проекта рекультивации земель, восстановления ранее отработанных земель (статья 88 ЗК РФ).

Недра предоставляются в пользование после оформления лицензии. Участок недр представляет собой геометризованную часть недр с пространственными границами и предоставляется в пользование в виде горного отвода. Лицензия выдается после определения предварительных границ горного отвода и с согласия органа управления земельными ресурсами или собственника земельного участка для целей горнодобычи. После получения лицензии разрабатывается технический проект недропользования, который подлежит государственной экспертизе, согласовывается с госорганами горного надзора и госорганами охраны окружающей природной среды.

Отвод земельного участка в окончательных границах и оформление прав пользователя осуществляется после утверждения проекта работ по недропользованию (статья 11 ФЗ «О недрах»).

Если участок недр предоставляется в соответствии с лицензией для геологического изучения без нарушения целостности недр, то по решению органа управления госфондом недр он получает статус геологического отвода. Земельные участки, необходимые для геологического изучения, могут отчуждаться для государственных нужд с возмещением собственникам указанных земельных участков стоимости убытков или выкупной цены.

Вопросы предоставления недр для горной добычи собственниками или владельцами земельных участков относятся к компетенции субъектов РФ.

При решении вопросов предоставления земельных участков под горную добычу особую значимость приобретает проблема распределения промысловых угодий в районах проживания малочисленных народов, поэтому необходимо учитывать принцип землеустройства о рациональности использования земель [5].

Регулирование недропользования осуществляется в соответствии с ФЗ «О недрах» от 21 февраля 1992 года с последующими изменениями. На сегодняшний день существует законопроект о недрах, 12 сентября 2005 г. в Госдуме прошло его обсуждение. Поднимался вопрос о том, что недра не могут быть объектом недвижимого имущества, посколь-

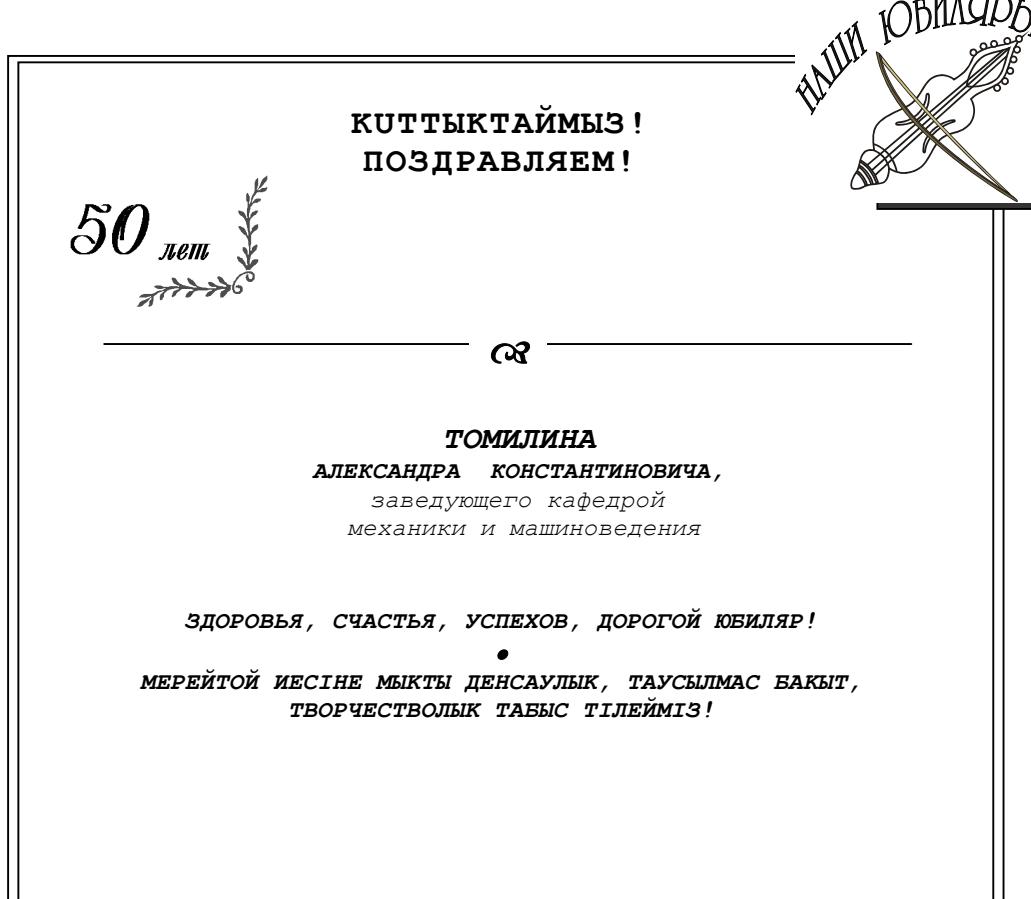
ку они имеют вероятностный характер и их показатели меняются в большом диапазоне, тогда как имущество - однозначное понятие. При условии внесения поправок в ГК РФ и учете данного положения следствием явится рассмотрение участка недр лишь как земельного участка, поскольку именно он является объектом недвижимого имущества. Предложено также ограничить предельный размер лицензионного участка до 1,5 – 2 тысяч квадратных метров. Впервые проект закона будет направлен на государственную экологическую экспертизу.

В заключение отметим значимость землеустроительных работ в управлении деятельностью горнодобывающих предприятий, поскольку основой для осуществления недропользования является территория, затрагиваются конкретные земельные участки и права субъектов земельных правоотношений.

Список литературы

- 1 Земельный кодекс РФ [Текст] – М.: ООО Изд-во АСТ, 2002.- 64 с.
- 2 О недрах: Федеральный закон от 21.02.1992 [Текст] // Консультант Плюс.
- 3 Предоставление земельных участков для строительства объектов нефтегазового комплекса, промышленности, транспорта, линий связи и электропередачи [Текст] / А.А Семенищенков и др.- 3-е изд., переработ. и доп. - М.: Юни-пресс, 2003. - 650 с.
- 4 Гусейнов Р. Недра: от феодализма к социализму [Электронный ресурс].
- 5 Мархинин В.В. Местное самоуправление межэтнических сообществах [Текст]. - Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2000.-262 с.

Получено: 12.09.05





УДК 669.53.2

Н.М.Комков
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**ИССЛЕДОВАНИЕ МАССООБМЕНА ПРИ ОБЖИГЕ ЦИНКОВЫХ
КОНЦЕНТРАТОВ В ПЕЧАХ КИПЯЩЕГО СЛОЯ**

Исходным сырьем для получения большинства металлов обычно являются сульфидные руды и концентраты. Переработка таких материалов на готовый металл связана с процессами окисления сульфидов. В металлургических процессах окисление сульфидов осуществляется в твердой и жидкой фазах.

Во многих случаях первым процессом переработки сульфидных материалов является процесс обжига, при котором происходит окисление твердых сульфидов. В других случаях, например в процессе плавки, окисление сульфидов идет как в жидкой, так и твердой фазах. Наконец, известны процессы, в которых окисление сульфидов осуществляется исключительно в жидком состоянии. Например: процессы продувки штейнов на черновую медь в конвертерах, автоклавное выщелачивание.

В настоящее время подвергаются переработке низкосортные концентраты. Перед прикладной наукой встает задача найти режимы переработки данных концентратов. Поэтому процессы окисления сульфидов в этой отрасли metallurgии имеют очень большое значение.

Хотя процессы окисления сульфидов в твердой и жидкой фазах применяются с древнейших времен, они до сего времени полностью еще не изучены. В основном, это объясняется большой сложностью явлений, имеющих место при взаимодействии сульфидов с кислородом воздуха, и вытекающими из этой сложности экспериментальными трудностями изучения процесса.

При обжиге в печах кипящего слоя сульфидных концентратов основным лимитирующим фактором, сдерживающим производительность аппарата КС является избыток тепла, т.к. реакция окисления сульфидов кислородом экзотермическая. Поэтому избыточное тепло необходимо отводить из кипящего слоя, иначе произойдет перегрев материала слоя, его расплавление и аварийная остановка обжиговой печи.

Для предотвращения перегрева и расплавления материала кипящего слоя очень важно поддерживать его однородность как по показателям температуры, так и по гидродинамическим характеристикам.

Для этого необходимо иметь представление о закономерностях тепло- и массообмена в печи кипящего слоя (три взаимосвязанные стадии):

1) процесс теплообмена:

- между частицей кипящего слоя и газовым агентом;
- внутри кипящего слоя;

- между кипящим слоем и теплообменными поверхностями, т.е. внешней средой;
- 2) процесс массообмена:

- между частицей кипящего слоя и газовым агентом;
- внутри кипящего слоя (закономерности перемешивания частиц и его интенсивности);

- между кипящим слоем и внешней средой (закономерности распределения поступающих в печь частиц по кипящему слою, однородность кипящего слоя по плотности, время пребывания частиц в кипящем слое).

Каждая из этих стадий при определенных условиях может оказаться лимитирующей и все стадии тесно взаимосвязаны, так что каждая в определенной степени оказывает влияние на технологические параметры процесса обжига и качество получаемых продуктов.

Последняя стадия массообмена, т.е. между кипящим слоем и внешней средой, (особенно распределение частиц по кипящему слою и время их пребывания в обжиговой печи) оказывает определяющее воздействие на весь процесс обжига, так как от нее зависит распределение поступающего материала в кипящий слой и закономерности движения частиц в кипящем слое, а в конечном итоге, время пребывания частиц в аппарате КС и качество продуктов обжига, так как необходимо, чтобы частица находилась в кипящем слое столько времени, сколько достаточно для завершения процесса окисления сульфида.

Характер перемещения частиц внутри кипящего слоя оказывает значительное влияние не только на процессы тепло- и массообмена, но и на однородность самого кипящего слоя и его гидродинамический режим [1- 8], т.е. плотность (порозность) кипящего слоя, залегания материала на газораспределительной решетке, продувы, пылевынос и т.д. И в то же время, массообмен между кипящим слоем и средой в значительной степени зависит от конструктивных особенностей аппарата КС, гидродинамического режима и физико-химических свойств материала кипящего слоя (плотности, температуры плавления, минералогического и гранулометрического составов и т.д.).

Поэтому изучение закономерностей данного вида массообмена является актуальной задачей, хотя и представляет определенные трудности.

Для обеспечения большей достоверности результатов опытов они проводились на промышленной печи КС для обжига сульфидных концентратов площадью пода 32 м².

Для изучения массообмена использовался метод меченых частиц [4], в качестве которых использовался пиритный концентрат (табл. 1 – 4). В печь для обжига цинкового сульфидного концентрата при ее стабильной работе прекращали загрузку цинкового сульфидного концентрата и одновременно начинали загрузку пиритного концентрата, через определенные промежутки времени отбирали пробы огарка, выгружаемого через порог (табл. 5). По составу продуктов обжига определяли динамику замещения цинкового огарка в кипящем слое пиритным огарком (табл. 3 – 5). При полном замещении цинкового огарка в печи пиритным прекращали подачу пиритного концентрата и возобновляли подачу цинкового сульфидного концентрата. Продолжая отбирать пробы определяли динамику замещения пиритного огарка в печи на цинковый. По полученным данным строили кривые замещения и определяли режимы, в которых замещение огарков соответствовало нормальному распределению, т.е. закону Гаусса (табл. 5, формула 1).

Таким образом были определены режимы обжига(табл. 6), в которых распределение частиц происходит равномерно по всему пространству кипящего слоя, что является гарантией его однородности по плотности, отсутствию застойных зон и продувов, т.е. стабильной гидродинамики, тепло- и массообмена, и как следствие стабильной работы обжиговой печи.

В результате проведенного исследования определено, что интенсификация тепло- и массообмена в кипящем слое прямо пропорционально зависит от скорости псевдоожижающего агента и высоты кипящего слоя и обратно пропорционально зависит от радиуса частицы слоя, что подтверждает ранее полученную [6] зависимость (2) величины эффективного коэффициента теплопроводности кипящего слоя от технологических параметров процесса и физико-химических свойств материала слоя

$$Y = 1/(\sigma\sqrt{2}\pi)\exp - (x-a)^2/(2\sigma^2); \quad (1)$$

$$\lambda_{\text{ЭФ}} = \frac{24C_{\Gamma}W_{\Gamma}T_{\Gamma}H_{\text{K}}\lambda_{\text{M}}}{2\rho_{\text{M}}C_{\text{M}}R^2(T_{\text{KC}} - T_{\text{M}})\pi D^2 + 24(T_{\Gamma} - T_{\text{KC}})\lambda_{\text{M}}}. \quad (2)$$

Таблица 1. Химический состав сульфидных концентратов

Наименование продукта	Состав, %						Итого
	Zn	Fe	Cu	S ₂	SiO ₂	Прочие	
Цинковый	53,3	6,2	0,28	32,6	2,6	5,02	100
Пиритный	2	38,4	2,5	42	7,25	7,83	100

Таблица 2. Химический состав обожженных концентратов

Наименование продукта	Состав, %							Итого
	Zn	Fe	Cu	S ₂	O ₂	SiO ₂	Прочие	
Цинковый	64,21	7,46	0,34	1,8	17,02	3,13	6,04	100
Пиритный	2,8	53,85	3,5	3,5	15,23	10,15	10,97	100

Таблица 3. Рациональный состав цинкового обожженного концентрата

Соединения	Состав, %							Итого	
	Zn	Fe	Cu	SiO ₂	S ₂	O ₂	Прочие	кг	%
ZnS	3,06				1,5			4,56	5,49
ZnO	50,24					12,29		62,53	75,30
Fe ₂ O ₃		6,2				1,78		7,98	9,61
CuO			0,28			0,07		0,35	0,42
SiO ₂				2,6				2,6	3,13
Прочие							5,02	5,02	6,05
Итого	кг	53,3	6,2	0,28	2,6	1,5	14,14	5,02	83,04
	%	64,21	7,46	0,34	3,13	1,8	17,02	6,04	100
									100
									100

Таблица 4. Рациональный состав пиритного обожженного концентрата

Соединения	Состав, %							Итого	
	Fe	Zn	Cu	SiO ₂	S ₂	O ₂	Прочие	кг	%
FeS	4,35				2,5			6,85	9,60

Fe ₂ O ₃	34,07					9,76		43,83	61,40
ZnO		2				0,49		2,49	3,49
CuO			2,5			0,63		3,13	4,38
SiO ₂				7,25				7,25	10,16
Прочие							7,83	7,83	10,97
Итого	кг	38,42	2	2,5	7,25	2,5	10,88	7,83	71,38
	%	53,85	2,8	3,5	10,15	3,5	15,23	10,97	100
								100	100

Таблица 5. Плотность распределения меченых частиц по режимам

Время, с	Плотность распределения меченых частиц по режимам (значение Fe, %)			Примечания
	Режим 1	Режим 2	Режим 3	
900	14	13,27	17,7	
1800	15,6	16,97	25,8	Начало загрузки пиритного концентрата
2700	17,9	20,66	36,14	
3600	20,3	24,34	44,99	
4500	22,6	28,77	51,58	
5400	25	33,93	53,85	
6300	27,3	38,36	51,6	
7200	29,6	42,79	45	Переход на цинковый концентрат в режиме 3
8100	32,8	45,74	36,1	
9000	35,1	49,42	25,82	
9900	37,4	52,38	17,67	
10800	40,6	53,11		
11700	42,1	53,85		
12600	44,5	53,13		
13500	46	52,4		Переход на цинковый концентрат в режиме 2
14400	48,4	49,44		
15300	51,5	45,69		
16200	53	42,8		
17100	53	38,4		
18000	53,8	33,89		
18900	53,9	28,78		
19800	53,8	24,35		
20700	53,9	20,65		Переход на цинковый концентрат в режиме 1
21600	53	16,99		
22500	51,5	13,31		
23400	50,7			
24300	49,1			
25200	46,8			
26100	45,2			
27000	42,9			
27900	40,6			
28800	38,2			
29700	35,1			
30600	32,8			
31500	31,2			

32400	27,3			
33300	25,7			
34200	22,6			
35100	20,3			
36000	18,7			
36900	16,4			
37800	14,8			
38700	12,48			

Таблица 6. Режимы обжига

Наименование параметров	Режимы обжига		
	1 режим	2 режим	3 режим
Температура в КС, К	1173 - 1273	1173 - 1273	1173 - 1273
Площадь пода, м ²	32	32	32
Скорость дутья, м/с	0,09 – 0,11	0,22 – 0,24	0,66 – 0,72
Количество дутья, нм ³ /с	2,88 - 3,52	7,04 - 7,68	21,12 - 23,04
Производительность, кг/(м ² ·с)	0,08 - 0,1	0,22 - 0,24	0,66 - 0,73
Высота порога, м	1,2	2,4	3,6
Высота печи, м	12	24	36
Среднее время пребывания материала в КС, с	19000	18100	5500
Пылевынос, % от загрузки	31	31,3	42,7
Запыленность газов, г/нм ³	220 - 240	310 - 320	420 - 440

Кроме того, из полученных в результате эксперимента данных (табл. 5, рис. 1) можно сделать вывод, что наиболее интенсивный тепломассообмен происходит в режиме №3. За счет интенсификации процесса тепломассообмена сокращается среднее время пребывания обжигаемых частиц в обжиговой печи с 19000 до 5500 секунд, без ущерба для качества огарка. Это в свою очередь приводит к увеличению удельной производительности обжиговой печи с 0,08 – 0,1 до 0,66 – 0,73 кг/м² в секунду.

Во всех трех режимах, представленных в данной работе, технологические параметры создают стабильный и равномерный тепломассообмен в обжиговой печи, что позволяет вовлечь в металлургическую переработку некондиционное сырье, промпродукты и цинковые сульфидные концентраты с повышенным содержанием примесей.

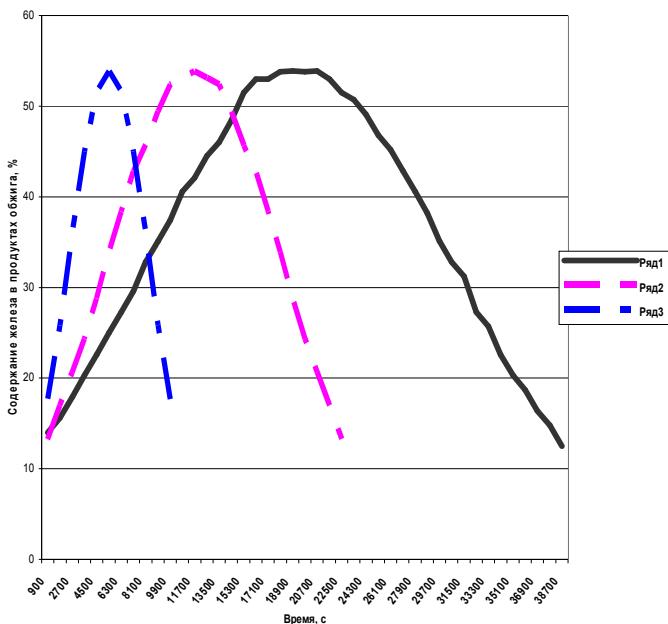


Рис. 1. Динамика распределения мечевых частиц в кипящем слое по режимам обжига

Список литературы

1. Комков Н.М., Луганов В.А. Обжиг сульфидных цинковых концентратов. - Усть-Каменогорск: ТЕХЦЕНТР, 2004. - 389 с.
2. Комков Н.М., Луганов В.А. Особенности обжига цинковых сульфидных концентратов с повышенным содержанием примесей. - Усть-Каменогорск: ТЕХЦЕНТР, 2005. - 360 с.
3. Комков Н.М., Санников Ю.И. Исследование механизма гранулообразования в процессе упарки в печи КС оборотных пульп газоочистки вторичного свинцового производства // Комплексное использование минерального сырья. - Алма-Ата, 1987. - №4. - С. 41-46.
4. Комков Н.М. Регулирование качества продуктов грануляции в печах кипящего слоя // Вестник ВКГТУ. - Усть-Каменогорск, 2004. - №1. - С. 72-78.
5. Комков Н.М. Пирометаллургические процессы - одно из основных направлений переработки металлургического сырья // Вестник ВКГТУ. - Усть-Каменогорск, 2004. - №2. - С. 9-15.
6. Комков Н.М. Исследование возможности интенсификации теплообмена в кипящем слое // Вестник ВКГТУ. - Усть-Каменогорск, 2004. - №2. - С. 107-110.
7. Комков Н.М. Интенсификация переработки термочувствительных материалов в печах кипящего слоя // Вестник ВКГТУ. - Усть-Каменогорск, 2004. - №4. - С. 9-16.
8. Комков Н.М. Регулирование качества продуктов грануляции в печах кипящего слоя // Вестник ВКГТУ. - Усть-Каменогорск, 2004. - №1. - С. 72-78.

Получено: 06.09.05

УДК 669.33; 622.342

В.А. Луганов, Е.Н. Сажин, Е.О. Килибаев
КазНТУ им. К.И. Сатпаева, г. Алматы

ВЫВОД МЫШЬЯКА ИЗ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Применяемые в настоящее время технологии переработки мышьяксодержащего сырья приводят к распределению мышьяка между конечными и промежуточными продуктами.

Это ухудшает качество продукции и условия труда на многих металлургических переделах. Значительную экологическую опасность представляют конечные продукты металлургической переработки, с которыми мышьяк выводится из технологического процесса. Захоронение мышьяка содержащих отходов требует больших материальных затрат и не обеспечивает необходимых гарантий безопасности.

В Восточном Казахстане имеется ряд крупных месторождений мышьяковой формации, основными из которых являются упорные золотомышьяковистые руды. Проблема переработки упорного мышьякового сырья упрощается, если обеспечивается концентрирование мышьяка в одном продукте. Наиболее распространенной технологией предварительной активирующей обработки сульфоарсенидного сырья в целях удаления мышьяка является обжиг. Наиболее приемлемым и перспективным является окислительно-сульфидирующий обжиг мышьяка содержащих концентратов, позволяющий вывести мышьяк из процесса в наиболее концентрированной и малотоксичной сульфидной форме. В этом направлении выполнен большой объем исследований в Институте металлургии и обогащения МОН РК [1], Химико-металлургическом институте МОН РК [2], Казахском национальном техническом университете [3, 4].

Из гидрометаллургических отработанных являются технологии безавтоклавного [5] и автоклавного [5] вскрытия золотомышьяковистых концентратов, микробиологического выщелачивания [5].

Кроме этого, в Восточном Казахстане сосредоточены крупные производства, в которых образуются мышьяковые полупродукты. Так, на АО «Казцинк» скопилось большое количество условно-отвальных арсенат-кальциевых кеков, которые складируются в специальных хранилищах.

Исследования лаборатории мышьяка и сурьмы Агентства по охране окружающей среды США показали, что арсенатные кеки не могут быть стабильными при длительном хранении, поскольку диоксид углерода на воздухе превращает арсенат и арсенит кальция в карбонат кальция, а высвобождающийся при этом мышьяк поступает в окружающую среду.

Эти процессы могут быть предупреждены переводом арсенатов кальция в форму, не способную загрязнять водный и воздушный бассейны. Предполагается использовать для этого методы остекловывания арсенатных кеков растворением в отвальных шлаках [6], стабилизации цементом, отгонки мышьяка в сульфидных формах [7].

В настоящей работе приведены результаты теоретических и технологических исследований по сульфидирующему обжигу рудных и техногенных мышьяковых продуктов с выводом мышьяка в малотоксичной сульфидной форме, отвечающей экологическим требованиям.

Основным содержащим мышьяк минералом в золотомышьяковых концентратах является арсенопирит. При термической обработке механизмы разложения арсенопирита различны. Величины термодинамических потенциалов разложения арсенопирита (табл. 1) показывают, что в отсутствие окислителя и сульфидизатора образование элементного мышьяка и троилита (пирротина) вероятно только при понижении давления паров мышьяка. Более вероятно протекание разложения по реакции 2.

При введении в систему пирита возможно прямое взаимодействие арсенопирита с пиритом (уравнение 3), возможно взаимодействие арсенопирита с элементной серой – продуктом разложения пирита (уравнения 4, 5) с образованием As_4S_4 и As_2S_3 . Как видно

(табл. 1), наиболее вероятными продуктами разложения являются пирротин и тетрасульфид мышьяка.

Таблица 1. ΔG° реакций обжига арсенопирита

№, №	Реакции	ΔG° (кДж/моль FeAsS), при температуре (К)		
		873	973	1073
1	FeAsS=FeS + 0,5As ₂	39,7	33,0	26,4
2	FeAsS=1/3FeAs ₂ + 2/3FeS + 1/3AsS	-53,0	-59,9	-66,5
3	FeAsS + FeS ₂ = 2FeS + 0,25As ₄ S ₄	-57,2	-65	-74,4
4	FeAsS + 0,5FeS ₂ = 2FeS + 0,25As ₄ S ₄	-76,3	-71,0	-65,6
5	FeAsS + 0,75S ₂ = FeS + 0,5As ₂ S ₃	-81,7	-74,7	-67,5
6	FeAsS + 2,5O ₂ = 0,5Fe ₂ O ₃ + 0,5As ₂ O ₃ +SO ₂	-1409,0	-1363,9	-1330,8
7	6FeAsS + 10,5O ₂ = Fe ₂ O ₃ + 2As ₂ O ₃ +2Fe ₂ As +6SO ₂	-440,2	-427,3	-413,5
8	6FeAsS + SO ₂ = 6FeS + 2As ₂ O ₃ +As ₂ S ₃	-182,0	-186,1	-190,9
9	FeAsS +3/4 SO ₂ = 0,5Fe ₂ O ₃ + 0,25As ₄ S ₄ +3/8S ₂	-46,7	-7,5	-5,6
10	FeAsS + 1,25S ₂ +O ₂ = FeS + 0,5As ₂ S ₃ +SO ₂	-379,8	-365,6	-351,1
11	FeAsS + 0,75FeS ₂ + 0,375O ₂ = = 1,75FeS + 0,25As ₂ S ₃ +0,25As ₂ O ₃	-126,3	-132,0	-137,4
12	FeAsS + 2FeS ₂ + O ₂ = 3FeS + 0,25As ₄ S ₄ +SO ₂	-336,1	-351,5	-366,6
13	FeAsS + 2,5FeS ₂ + O ₂ = 3,5FeS + 0,5As ₂ S ₃ +SO ₂	-332,0	-352,6	-372,9
14	FeAsS + 4FeS ₂ + 8O ₂ = 2FeS + As ₄ S ₄ +6SO ₂	-2302,4	-2296,8	-2291,2

При наличии в газовой фазе кислорода диссоциация арсенопирита сопровождается окислением (реакции 6, 7). При этом увеличивается вероятность образования арсенида или оксида железа и триоксида мышьяка.

В присутствии кислорода и пирита удаление мышьяка из арсенопирита описывается уравнениями 10 – 14. Предпочтительно образование тетрасульфида мышьяка - As₄S₄, однако, образование трисульфида мышьяка – As₂S₃ также протекает с высоким термодинамическим потенциалом. Технологические исследования показали преимущественное образование As₄S₄.

Добавка пирита в шихту обжига арсенопирита повышает вероятность получения мышьяка в легколетучей сульфидной форме и возможность более полного перевода мышьяка в газовую fazу в виде As₄S₄ и As₂S₃.

Возможно сульфидирование мышьяка диоксидом серы (реакции 8, 9).

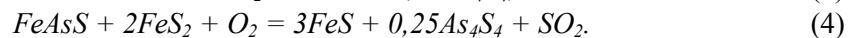
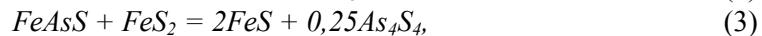
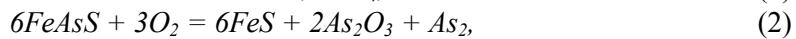
Скорость разложения арсенопирита определялась термогравиметрически. Наибольшая скорость разложения арсенопирита в атмосфере воздуха достигается при температуре 720 °C, а в атмосфере аргона - при 690 °C.

Подшихтовка пирита снижает температуру разложения. Химическим и фазовым анализами установлено, что мышьяк в инертной атмосфере возгоняется в форме тетрасульфида, а в окислительной - триоксида. При увеличении доли пирита в шихте увеличивается содержание серы в получаемом пирротине, а также количество тетрасульфида мышьяка в возгонах.

Таблица 2. Энергия активации (E) процессов обжига арсенопирита

Состав шихты	Газовая фаза	E, кДж/моль	Температура, К
FeS ₂	Аргон	91,2	853-903
FeS ₂	Аргон	220,6	903-963
FeS ₂	Воздух	131,4	773-873
FeS ₂	Воздух	99,4	873-913
FeAsS	Аргон	123,6	753-793
FeAsS	Аргон	160,5	793-893
FeAsS	Воздух	70,2	903-953
FeAsS	Воздух	300,5	953-993
FeS ₂ + FeAsS (1.1/1)	Аргон	496,5	773-813
FeS ₂ + FeAsS (1.1/1)	Аргон	202,5	813-853
FeS ₂ + FeAsS (1.1/1)	Воздух	501,6	773-803
FeS ₂ + FeAsS (1.1/1)	Воздух	390,2	803-853
FeS ₂ + FeAsS (1/2)	Аргон	503,2	783-813
FeS ₂ + FeAsS (1/2)	Аргон	160,3	813-853
FeS ₂ + FeAsS (1/2)	Воздух	498,0	783-843

Судя по величинам кажущейся энергии активации (табл. 2), при низких температурах скорость процесса разложения арсенопирита лимитируется диффузионными факторами. При низких температурах (ниже температуры кипения мышьяка) диффузия мышьяка по тонким порам в разлагающем арсенопирите затруднена. С повышением температуры увеличивается размер пор, повышается упругость паров мышьяка и диффузионное сопротивление перестает лимитировать процесс. На воздухе процесс смещается в кинетическую область, что связано с окислением элементного мышьяка до легколетучего триоксида. Добавка пирита снижает диффузионное сопротивление – энергия активации реакции находится на уровне 496 – 503 кДж/моль за счёт образования сульфида мышьяка, имеющего низкую температуру кипения, что приводит к возрастанию скорости диффузии. Полученные результаты позволили представить механизм химических превращений при обжиге арсенопирита следующими уравнениями:



Лабораторные исследования проводились с золотомышьяковым концентратом Бакырчикского месторождения, содержащим 11,3 % As и 25,8 % S, в кварцевом реакторе «кипящего слоя» (табл. 3).

Таблица 3. Результаты лабораторных исследований

Среда	Содержание пирита в шихте обжига, % масс.	T, K	Содержание в огарке, %		Степень возгонки, %	
			As	S	As	S

Аргон	-	873 973 1073	6,9 2,5 1,7	24,0 22,3 22,0	33,0 78,5 85,0	5,5 8,7 9,0
Сернистый газ	-	873 973 1073	3,5 2,0 1,1	22,5 22,0 21,6	64,6 83,5 90,3	8,2 9,0 9,8
Воздух	0 5 10 0 5 10 0 5 10	873 973 1073	3,2 2,1 1,6 2,8 1,6 0,8 2,6 1,2 0,7	17,0 17,7 18,2 16,2 17,0 17,7 15,7 16,3 16,7	72,0 82,2 85,8 73,6 86,0 93,6 75,8 90,5 94,8	44,2 46,0 48,3 48,3 50,1 52,2 52,0 53,1 53,5

Установлено, что арсенопирит интенсивно разлагается при температуре выше 873 К. Большое влияние на поведение арсенопирита оказывает состав газовой фазы в печи обжига.

Укрупненные испытания проводились на установке с реактором «кипящего слоя» площадью пода 10 см². Исходящий концентрат содержал 7,7 % As и 21,5 % S. Добавка пиритного концентрата -10 % массовых от количества мышьякового концентрата. Удельный расход кислорода - 0,04 м³/кг. Результаты (табл. 4) показывают, что степень возгонки мышьяка достигает 92 – 93 %. Возгоны содержат 70 – 80 % сульфидного, 10 – 12 % оксидного и 5 – 8 % элементного мышьяка.

Таблица 4. Результаты укрупненных исследований

Наименование	Материал Элемент	Температура обжига, К		
		973	1020	1070
Выход продуктов обжига	Огарок	87,0	83,1	82,3
	Циклонная пыль	3,07	4,7	4,5
	Пыль 1-го фильтра	1,0	1,1	1,2
	Возгоны	7,2	7,9	8,3
Содержание в огарке	Мышьяк	0,8	0,6	0,6
	Сера	15,9	15,8	15,3
Содержание в циклонной пыли	Мышьяк	6,8	6,8	6,8
	Сера	29,3	30,6	31,5
Содержание в пыли 1-го фильтра	Мышьяк	38,0	29,1	32,5
	Сера	38,6	32,8	30,0
Содержание в возгонах	Мышьяк	69,0	65,9	63,2
	Сера	10,2	14,2	18,5
Извлечение в огарок	Мышьяк	10,2	7,8	7,3
	Сера	57,7	54,9	52,5
Извлечение в пыль	Мышьяк	10,2	10,1	11,0
	Сера	7,4	8,1	7,8

Извлечение в возгоны	Мышьяк	73,6	75,6	76,3
	Сера	1,8	4,2	5,1

Опытно-промышленные испытания деарсенирующего обжига бакырчикских концентратов в присутствии углерода выполнены в условиях Новосибирского оловянного завода в печи КС площадью пода 0,5 м².

Установка включала обогреваемый циклон, системы конденсации и улавливания возгонов, рукавные фильтры. Температура обжига варьировалась между 1023 и 1073 К. Исходная шихта содержала 7,6 % мышьяка, 21,5 % серы и около 5 % углерода. Было переработано 20 тонн концентрата. Результаты (табл. 5, 6) показывают, что мышьяк возгоняется на 90 – 94 %, а содержание мышьяка в огарке – 0,7÷1,0 %. Присутствие углерода позволило понизить расход пирита без снижения показателей процесса. Мышьяк в возгонах присутствует в основном в сульфидной форме.

Таблица 5. Распределение мышьяка и серы по продуктам обжига в присутствии углерода

Продукт	Распределение между продуктами, %	
	As	S
Исходная шихта	100	100
Огарок	9,2	48,0
Пыль циклонов	3,7	5,2
Возгоны из 1 конденсатора	44,8	9,6
Возгоны из 2 конденсатора	9,6	5,4
Возгоны из рукавных фильтров	27,0	2,0
Газы (по разнице)	5,7	29,8

Таблица 6. Характеристика возгонов

Тип возгона	Содержание, %			% мышьяка в форме	
	As	S	сульфидов	оксидов	элем.
Возгоны 1 конденсатора	53,2	12,7	66,4	14,2	19,4
Возгоны 2 конденсатора	62,6	16,5	80,2	10,8	9,0
Возгоны рукавных фильтров	56,4	10,0	63,0	18,4	18,6

На основании результатов испытаний разработан технологический регламент цеха обжига бакырчикских концентратов.

Таким образом, окислительно-сульфицирующий обжиг упорных золотомышьяковых концентратов в смеси с пиритом в условиях «кипящего слоя» при ограниченном количестве воздуха позволяет на 90-95 % сконцентрировать мышьяк в возгонках, в основном в сульфидных формах.

Величины термодинамических потенциалов (табл. 7) показывают, что в отсутствие кислорода протекание реакций сульфицирования как с образованием соединения типа арсенопирита (FeAsS), так и легколетучих сульфидов типа As₄S₄ и As₂S₃ при низких температурах маловероятно (реакции 1 – 5). Вероятность протекания реакций возрастает с

повышением температуры. В присутствии ограниченного количества кислорода вероятны реакции с получением сульфоарсенида железа (реакция 6) и трисульфида мышьяка (реакция 8).

Таблица 7. ΔG° сульфидирования арсената кальция (кДж/моль $Ca_3(AsO_4)_2$)

№ №	Реакции	Температура, К		
		573	773	973
1	$Ca_3(AsO_4)_2 + 4FeS_2 \leftrightarrow 2FeAsS + 3SO_2 + 3CaS + 2FeO$	996,3	692,0	389,6
2	$Ca_3(AsO_4)_2 + 7FeS_2 \leftrightarrow 2FeAsS + 4SO_2 + 3CaS + 5FeO$	597,5	375,6	154,6
3	$2Ca_3(AsO_4)_2 + 5FeS_2 \leftrightarrow 4FeAsS + 5SO_2 + 6CaO + FeS$	575,5	440,8	311,2
4	$2Ca_3(AsO_4)_2 + 18FeS_2 \leftrightarrow As_4S_4 + 8SO_2 + 6CaS + 18FeS$	578,5	305,7	32,9
5	$Ca_3(AsO_4)_2 + 10FeS_2 \leftrightarrow As_2S_3 + 4SO_2 + 3CaS + 10FeS$	619,6	324,5	30,7
6	$2Ca_3(AsO_4)_2 + 12FeS_2 + 7O_2 \leftrightarrow 4FeAsS + 12SO_2 + 6CaO + 8FeS$	-336,2	-512,4	-688,9
7	$2Ca_3(AsO_4)_2 + 4FeS_2 + O_2 \leftrightarrow As_4S_4 + 4SO_2 + 6CaO + 4FeO$	309,4	208,9	109,6
8	$2Ca_3(AsO_4)_2 + 6FeS_2 + 4O_2 \leftrightarrow 2As_2S_3 + 6SO_2 + CaO + 6FeO$	-74,1	-180,3	-264,6

При лабораторных исследованиях в качестве исходных материалов использовались арсенатный кек отделения рафинирования свинца ТОО «Казцинк» с содержанием мышьяка в 18-19 % и природный пирит, содержащий 97 % пирита. Обжиг смеси кека и пирита (30-40 % от массы кека) проводили в кварцевом реакторе, продолжительность процесса - 1 час. Огарок от обжига исследовался на содержание мышьяка и его водорастворимых форм.

Результаты исследований (табл. 8, 9) показывают, что в инертной среде газифицируется 30÷40 %, в атмосфере воздуха - 1,5÷2 % мышьяка. В инертной среде повышение температуры способствует образованию летучих сульфидов мышьяка, а в воздушной атмосфере с увеличением температуры больше мышьяка остается в огарке. Это согласуется с результатами термодинамического анализа, где показано, что в присутствии кислорода предпочтительнее образование сульфоарсенидов. Показатели обжига мало меняются при повышении температуры выше 973 К.

Таблица 8. Сульфидирование кека пиритом в атмосфере азота* и воздуха**

T, K	Расход сульфидизатора, массовых %	Выход огарка, %	Содержание As в огарке, %	Извлечение As в огарок, %
873	30	91,3/90,2	15,1/16,8	77,2/84,3
873	40	89,7/88,4	14,8/16,5	73,4/84,3
873	50	89,0/84,0	14,2/17,0	71,0/79,5
973	30	86,4/91,7	15,0/19,3	72,5/98,8
973	40	85,2/89,3	14,7/19,8	70,3/98,0
973	50	82,0/87,1	14,1/18,7	64,6/94
1073	30	83,6/91,0	15,0/19,5	70,7/98,6
1073	40	82,1/90,1	14,9/19,6	68,2/98,1
1073	50	79,4/88,8	14,0/18,4	62,2/98

Примечание. *Числитель – в атмосфере азота; ** знаменатель – в атмосфере воздуха.

Таблица 9. Содержание водорастворимых форм мышьяка

Условия обжига		Содержание As в растворе, мг/дм ³
Атмосфера	T, К	
Азот	873	9,7
Азот	973	9,6
Азот	1073	11,4
Воздух	873	2,6
Воздух	973	1,0
Воздух	1073	1,0

В огарках обжига с пиритом заметно увеличивается доля малорастворимых соединений мышьяка. Наиболее существенное снижение растворимости мышьяка отмечено при обжиге смеси с пиритом в присутствии ограниченного количества воздуха при температуре 973-1073 К.

Таким образом, термическая обработка шихты из арсенатного кека и пирита, при регулируемом кислородном потенциале и температуре 973-1073 К, дает возможность оставить мышьяк на 92-96 % в огарке, в основном, в малорастворимых формах, близких к сульфоарсенидным соединениям.

Список литературы

1. Федулов И.О., Храпунов В.Е., Исакова Р.А. Вакуумтермическая переработка золотомышьякового концентрата// Комплексное использование минерального сырья. - 1990. - № 8. - С. 62-65.
2. Исабаев С.М. Тезисы докладов V Международной конференции по химии и технологии халькогенов и халькогенидов. - Караганда, 1995. - С. 176.
3. Luganov V.A., Sajin E. N., Schnyrenkova T.V. Processing of High Arsenic Gold Bearing Raw Materials// Randol Gold Forum, 96, USA, 1996. - P. 257-260.
4. Луганов В.А., Сажин Е.Н. Обжиг золотомышьяковых концентратов // Комплексное освоение минеральных ресурсов, «ISTINOL». - Навои, 1997. - С. 80-81.
5. Копылов Н.И., Каминский Ю.Д. Мышьяк. - Новосибирск: Сибирское университетское издательство, 2004. - 367 с.
6. Турбина З.И., Козьмин Ю.А., Копылов Н.И. Получение не токсичных мышьяксодержащих соединений сплавлением арсената кальция со шлаком // Цветные металлы. - 1996. - № 2. - С. 33.
7. Исабаев С.М. Физикохимические основы сульфидирования мышьяксодержащих соединений. - Алма-Ата: Наука, 1986. - 184 с.

Получено: 12.08.05

УДК 622:272.622:619

Ю.Н. Шапошник, И.Ю. Быкова, С.Н. Шапошник
Зыряновский центр ВКГТУ, г. Зыряновск

КОМПЛЕКСНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ОТРАБОТКИ ОЧИСТНЫХ КАМЕР НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

Как показывает опыт работы подземных рудников, эксплуатирующих самоходное оборудование, схемы доставки руды оказывают существенное влияние на производительность труда горнорабочих по системе разработки, интенсивность разработки и уровень затрат на подготовку и эксплуатацию выемочного участка, показатели полноты и качества извлечения запасов блока и безопасность работ и во многом предопределяются конструкциями днища очистных блоков, выбор которых требует тщательного технико-

экономического анализа технологии добычи и изыскания наиболее рационального использования горной техники с учетом научных достижений и опыта горных работ [1].

При отработке Родниковой рудной зоны Малеевского месторождения сплошной подэтажно-камерной системой разработки в восходящем порядке с закладкой применяют следующие схемы подготовки горизонта выпуска отбитой руды: траншейная, торцевая и торцово-площадная с плоским днищем. При варианте подготовки горизонта выпуска с плоским днищем и торцевым выпуском погрузка основного объема отбитой руды в камере производится самоходными погрузочно-доставочными машинами (ПДМ), оборудованными дистанционным управлением (ДУ), что приводит к увеличению продолжительности погрузки примерно в три раза. Применение торцово-площадной схемы на Малеевском руднике Зыряновского ГОК АО «Казцинк», согласно рис. 1, дало возможность увеличить количество мест погрузки отбитой руды в камере, что позволило повысить интенсивность выпуска отбитой руды из очистной камеры.

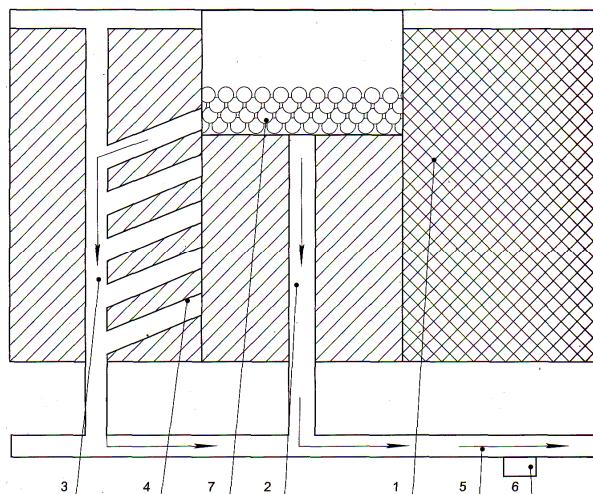


Рис. 1. Подготовка горизонта выпуска с плоским днищем и торцово-площадным выпуском отбитой руды: 1 – отработанная и заложенная разрезная щель; 2 – буродоставочный орт отрабатываемой камеры; 3 – буродоставочный орт смежной камеры; 4 – дополнительные сбойки-заезды; 5 – направление движения груженой ПДМ; 6 – блоковый рудоспуск; 7 – отбитая руда

В дальнейшем при отработке камер последней IV очереди (при двустороннем контакте с закладкой) возникнет необходимость формировать горизонт выпуска с торцевым выпуском руды и плоским днищем. При этой схеме горизонта выпуска основной объем отбитой руды (около 80 %) необходимо будет отгружать из камеры с заездом в очистное пространство. Это повлечет за собой использование на погрузке ПДМ, оборудованных ДУ, что, в свою очередь, приведет к увеличению продолжительности погрузки ПДМ. Кроме того, при реализации данной схемы сократится количество заездов в очистное пространство камеры (до двух или, в некоторых случаях, до одного), что приведет к существенному снижению интенсивности выпуска руды из камеры. Кроме того, известно, что торцевая схема выпуска руды характеризуется неблагоприятными условиями с точки зрения проветривания камеры, особенно при разделке отрезной щели и взрывании первых рядов веерных скважин на отрезную щель, когда отбитая руда перекрывает сечение

буродоставочного орта, что затруднит сброс исходящей струи воздуха.

Прибыль от реализации добытой и переработанной руды из очистной камеры зависит от извлекаемой ценности продукции горно-обогатительного передела при отработке камеры и эксплуатационных расходов горно-обогатительного передела:

$$Pi = \lceil \sum(B \cdot Ci) \cdot \Pi / (1 - P) \cdot k_{изв} \cdot Ci \rceil - 3,$$

где B – балансовые запасы руды, принятые к проектированию; Ci – содержание металла в руде; Π – потери руды; P – разубоживание руды; $k_{изв}$ – извлечение металла на обогатительной фабрике; Ci – действующие цены на концентраты; 3 – эксплуатационные расходы горно-обогатительного передела.

Эксплуатационные расходы горно-обогатительного передела складываются из следующих затрат:

$$Z = Z_1 + Z_2 + Z_3,$$

где Z_1 – затраты на добычу руды; Z_2 – затраты на транспортировку руды от подземного рудника до обогатительной фабрики; Z_3 – затраты на переработку руды на обогатительной фабрике.

Затраты на добычу руды включают в себя затраты на разведочное бурение, горнопроходческие работы (кроме работ капитального характера) подготовительного и эксплуатационного характера и очистные работы.

Себестоимость очистных работ, представленная на рис. 2, складывается из следующих затрат:

- нарезные работы;
- бурение взрывных скважин (с отражением затрат на разбуривание взрывных скважин для отбойки руды, а также расходов по бурению технических и закладочных скважин);
- очистная добыча (с отражением затрат по заряжанию и взрыванию скважин, доставке руды в пределах блока, креплению, транспортировке по откаточным выработкам, подъему руды на поверхность);
- закладочные работы (отражаются все затраты по закладке пустот, образующихся после выемки руды из отработанных камер).

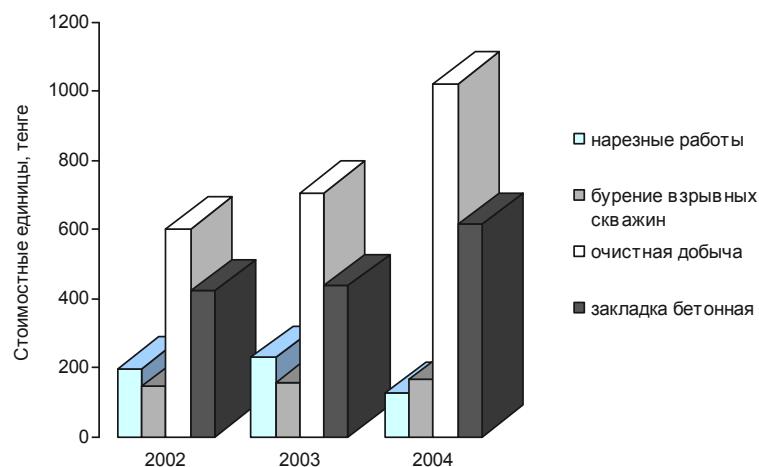


Рис. 2. Динамика изменения себестоимости очистных работ на Малеевском руднике на 1 тонну добычи руды по статьям расходов в 2002 - 2004 гг.

Эффективность добычи руды зависит от интенсивности отработки камеры, которая напрямую зависит от уровня окупаемости и степени использования потенциальных возможностей дорогостоящих самоходных машин импортного производства, занимающих в структуре основных производственных фондов рудника около 10 %. Для стабильной работы и развития горнорудных компаний необходимо повышать эффективность производства за счет достижения высокой производительности труда горнорабочих при низких затратах на добычу руды. Одним из путей повышения эффективности производства может стать диверсификация продукции, в том числе утилизация пустой породы от проходческих работ в закладку без выдачи ее на поверхность.

На сегодняшний день самой распространенной схемой утилизации пустой породы в выработанное пространство отработанных камер на Малеевском руднике является схема, при которой складирование породы в подэтажную камеру, например камеру № 16 Родниковой рудной зоны, осуществляется самоходными ПДМ с ДУ по ее днищу через погрузочные штрековые (рис. 3) или ортовые заезды.

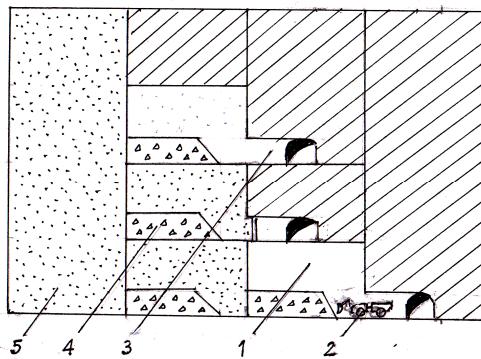


Рис. 3. Схема утилизации породы через погрузочные штрековые заезды, пройденные в смежных подэтажных камерах: 1 – подэтажная камера; 2 – самоходная ПДМ, оборудованная пультом ДУ; 3 – штрековый погрузочный заезд; 4 – пустая порода; 5 – закладочный массив

Объем утилизированной пустой породы в камеру по данной схеме при угле естественного откоса пустой породы 45° (при условии недозакладки породы до смежной, еще не отработанной камеры по ее днищу на 4 м) равен:

$$V_3 = 1/2 (l_{\text{нв}} + l_{\text{ни}}) \cdot h_n \cdot L,$$

где $l_{\text{нв}}$ – ширина навала породы в верхней его части; $l_{\text{ни}}$ – ширина навала породы в нижней его части; h_n – высота навала породы (принимается равной 4 м); L – длина камеры (на всю горизонтальную мощность рудного тела).

Допустимый объем породной закладки по горно-техническим возможностям при реализации данной схемы составляет 22,4 % от пустот отработанной подэтажной камеры.

С целью уточнения величины дохода на стадии горно-обогатительного передела с учетом утилизации пустой породы от проходческих работ необходимо в расчетах учитывать снижение стоимости материалов при замещении бетонной закладки на породную $\Delta C_{\text{закл.}}$ и дополнительные затраты на доставку породы в отработанные камеры самоходными машинами $\Delta Z_{\text{дост.}}$:

$$\Pi_i + \Delta C_{закл.} - \Delta Z_{ост.} \rightarrow \max.$$

Так, утилизация пустой породы в выработанное пространство камеры № 16 Родниковой рудной зоны в объеме 22,4 % от пустот камеры позволила получить дополнительный доход на стадии горно-обогатительного передела около 5690 тыс. тенге от основного дохода, полученного от реализации добытой и переработанной руды.

Технологический процесс добычи руды в подэтажной камере представляет собой многоцелевую техническую систему, функционирующую за счет сложного процесса взаимодействия технологической, экономической и организационной подсистем, анализ и оценку работы которой целесообразно решать средствами информационных технологий (ИТ). Однако по сравнению с другими отраслями в горной промышленности они пока еще слабо развиты и недостаточно инвестируются. Даже в США и Канаде только 1,1 % бюджета горных компаний идет на развитие ИТ.

Для достоверной оценки и анализа, а в дальнейшем на их базе модернизации процесса добычи руды целиком, необходимо независимые различные горные программы связывать в цифровой форме, чтобы все это соответствовало бизнес-модели производства, например такой, как система планирования ресурсов предприятий (enterprise resource planning (ERP) systems). Поэтому для достоверной оперативной комплексной оценки эффективности отработки очистной камеры, а с ее учетом корректировки плана развития горных работ, целесообразно разработать имитационную модель процесса проходческих и закладочных работ при отработке рудных залежей в зависимости от влияния технологических, экономических, организационных и пространственно-временных факторов.

Список литературы

1. Терпогосов З.А. Основание блоков и механизация выпуска руды. – М.: Недра, 1977. – 182 с.

Получено: 11.07.05.
