



УДК 539.43:669

Л.А. Горбачев
ВКГТУ им. Д. Серикбаева

СВОЙСТВА ФАЗ, ОБРАЗОВАВШИХСЯ ПРИ ЦИКЛИЧЕСКОМ НАГРУЖЕНИИ СТАЛИ 08КП

В работе [1] установлено образование новых фаз при циклическом нагружении стали 08кп. В начальной стадии они появляются в виде отдельных мелких потемнений, которые при дальнейшем нагружении, особенно к началу разрушения, могут распространяться на всё зерно и занимать значительную часть деформированного участка.

На рис. 1 показана температурно-кинетическая кривая усталости, на которой указаны точки наблюдения и микроструктуры, соответствующие этим точкам; штриховые линии и римские цифры на кривой – разбивка по периодам усталостного разрушения.

В работе [2] было предложено рассматривать процесс усталостного разрушения состоящего из следующих периодов:

- 1) инкубационный;
- 2) активного образования полос скольжения;
- 3) локального накопления повреждений и изменений, полученных в течение первого и второго периодов;
- 4) развития и роста магистральной трещины;
- 5) разрушения образца. Длительность этого периода для образцов малого сечения не значительна.

Из данных рис. 1 можно видеть, что после завершения стадии активного образования полос скольжения (точка наблюдения 2) новые полосы практически не появляются, зато рельефность и плотность темных образований постепенно возрастают, достигая максимума к концу третьего периода (точка наблюдения 3). Это обстоятельство может свидетельствовать об окончательном исчерпании запаса пластичности материала образца в деформируемом участке и переход в стадию хрупкого разрушения.

В работе [1] с использованием оже-спектрографии, рентгенофлюоресцентного и рентгенодифракционного анализа установлено, что эти темные пятна-образования представляют собой вновь образовавшиеся в процессе циклического нагружения фазы, состоящие в соответствии с данными фазового анализа из карбооксидов C_2FeO_4 и сложных карбидов Fe_2C , Fe_5C_2 . Представляется целесообразным выяснить свойства этих фаз.

С этой целью выполнены исследования по измерению нанотвёрдости на нанотвердомере NHN-S-AX-000X. Твердомер позволяет определять твердость нанослоёв по Виккерсу (H_v) и их модуль упругости GPa (Г Па). Индентирование проводилось при нагрузке $P_m = 10$ nN. Испытаниям подвергался образец из стали 08кп, циклически нагружаемый до стадии конца третьего периода (точка 3 на рис. 1).

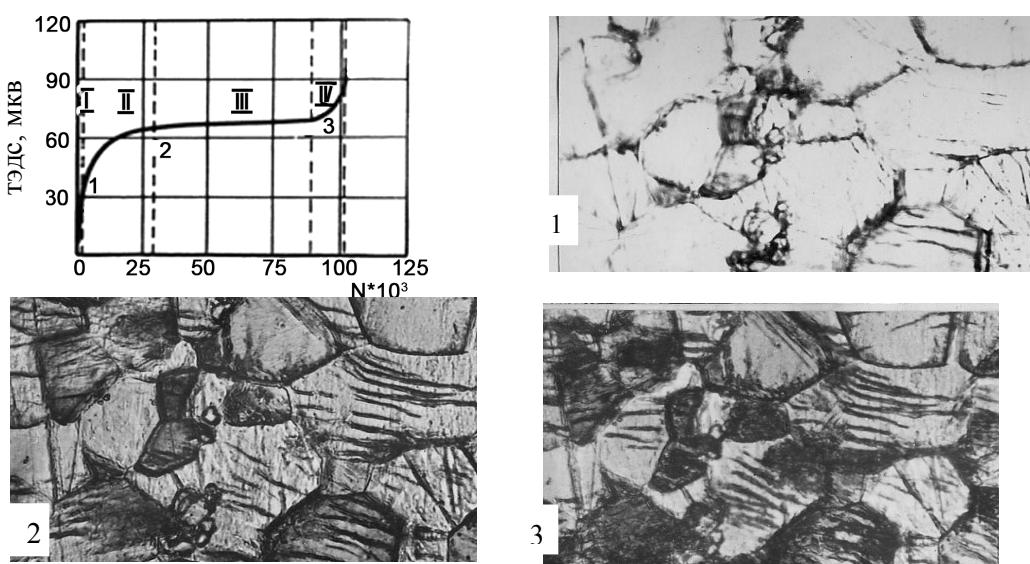


Рисунок 1

На рис. 2 показана исходная микроструктура (сверху) и структуры, образовавшиеся в процессе циклического нагружения, где 1 – исходное ферритное зерно; 2 – тёмные образования; 3 - ферритные деформированные зёрна с полосами скольжения; 4 - ферритное зерно в зоне деформации (оно не подверглось деформированию).

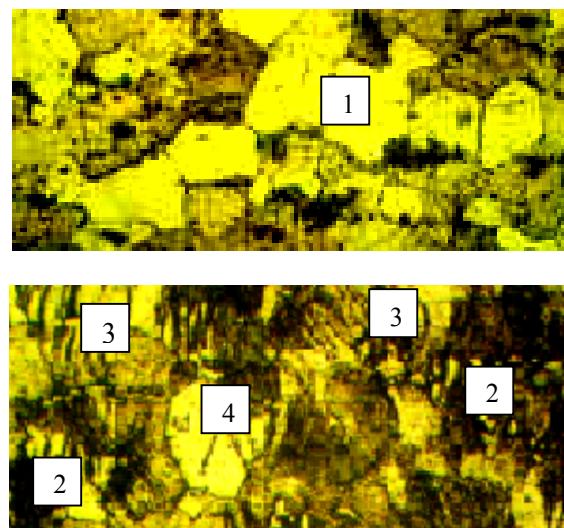


Рисунок 2

На рис. 3 приведены диаграммы индентирования в координатах «Нагрузка Рм – глубина внедрения индентера Нм» и фрагменты микроструктур индентируемых участков: исходное зерно (рис. 3, а); деформированное ферритное зерно с темным образованием (рис. 3, б); темное пятно-образование (рис. 3, в).

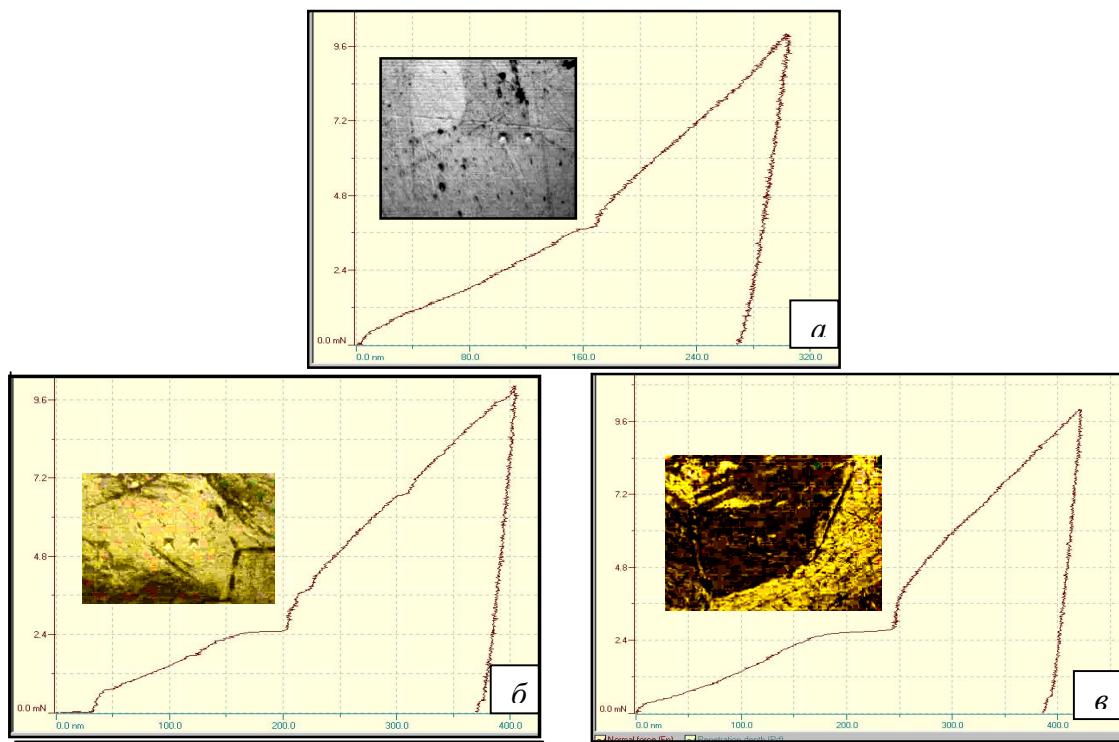


Рисунок 3

Получены следующие результаты:

	H_V	ГPa	H_m , нм
Исходное зерно	303	179	302
Недеформированное ферритное зерно	174	168	404
Пятно	163	142	419

Из этих данных следует, что наиболее ослабленной структурной составляющей являются темные пятна-образования – они имеют твердость примерно в два раза меньшую твердости исходного зерна, самый низкий модуль упругости ГPa и максимальную глубину внедрения индентера H_m . Это указывает на то, что эта структурная составляющая, состоящая, как было установлено ранее [1], из карбооксидов и карбидов, представляет собой рыхлую мелкодисперсную смесь.

Обращает на себя внимание ход кривой индентирования темного пятна (рис. 3, в). В начальной стадии нагружения, до глубины примерно 150 нм, индентер испытывает сопротивление деформированию, а затем, когда входит в рыхлый слой – своеобразный «провал» – индентер внедряется без сопротивления деформированию, о чем свидетельствует площадка на кривой нагружения.

Этот факт можно объяснить возможностью наличия над рыхлым слоем более твердой пленки, например, оксидной.

Как только индентер прокалывает рыхлый слой, сопротивление деформированию резко возрастает (рис. 3, в), что указывает на то, что под этим слоем находится тонкая про-

слойка упрочненного материала образца.

По данным оже- спектрографии [1] глубина физико-химического воздействия при циклическом нагружения образца составляет 100 – 120 нм, а при определении нанотвердости – несколько больше – 150 – 200 нм. Это означает, что оже- анализ указывает на глубину физико-химического воздействия, а нанотвердость – дополнительно физико-механического.

Можно считать установленным, что новые фазы – темные пятна, появляющиеся в процессе циклического нагружения стали 08kp, представляют собой рыхлую мелкодисперсную смесь карбидов и карбооксидов. Учитывая, что для образования таких соединений требуются высокие температуры (а максимальный разогрев образца перед разрушением составляет примерно 1,5 $^{\circ}\text{C}$), установление этого факта позволяет иметь более полное представление о процессах, протекающих под воздействием внутренних тепловых явлений.

Список литературы

1. Горбачев Л.А. Об образовании новых фаз в стали 08kp при циклическом нагружении // Вестник ВКГТУ. – 2006. – № 2. Усть-Каменогорск, 2006. – С. 74-81.
2. Горбачев Л.А. О периодах процесса усталостного разрушения /Л.А.Горбачев, Т.А.Лебедев, Т.К.Маринец //Журнал прикладной механики и технической физики. – 1970. – № 5. – С. 133-136.

Получено 22.09.07

УДК 519.86 : 622.32 (574)

К.К. Коспанова

Атырауский институт нефти и газа, г. Атырау

ОПТИМИЗАЦИОННАЯ ЗАДАЧА МОДЕЛИ ГРУППЫ ГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

На протяжении многих лет основным фактором стабильного роста казахстанской экономики является нефтегазодобывающая отрасль. Несмотря на ее поступательное развитие, значительная часть отраслевых проблем остается нерешенной. В частности, это касается вопросов комплексного использования производственных возможностей.

Применяемые традиционные методы планирования не всегда позволяют обеспечить решение этих проблем. Поэтому необходимо развитие методического обеспечения долгосрочного планирования, основанного на применении имитационных моделей по выбору оптимального варианта плана добычи. Кроме того, повышение качества планирования на этой основе обеспечит не только эффективное функционирование отраслевых компаний, но и будет влиять на их рейтинги, к которым в последнее время проявляется повышенный интерес со стороны участников рынков нефти и газа.

Для анализа систем с помощью имитационного моделирования долгосрочного планирования добычи газа и решения для них различных экстремальных задач можно использовать методы теории оптимального управления [1]. С их помощью можно решать, например, задачи о максимизации накопленной добычи, прибыли, а также периода максимальной добычи, наивысшего достижения заданного уровня добычи и другие. Ре-

зультаты решения различных оптимизационных задач можно использовать в процессе работы с имитационной моделью для выбора вариантов долгосрочного плана добычи газа по группе месторождений, имеющего улучшенные экономические показатели.

Рассмотрим модель группы газовых месторождений.

Пусть имеется m месторождений, в каждом из которых динамику основных технологических показателей можно описать системой трех дифференциальных уравнений, содержащих управление $n_i(t)$ – число новых скважин, вводимых в строй в течение одного года; i – индекс месторождения, количество месторождений $i = \overline{1, m}$.

Добыча газа на i -м месторождении равна произведению фонда скважин N_i на дебит q_i :

$$Q_i = N_i q_i. \quad (1)$$

Месторождения связаны между собой общим ограничением на капитальные вложения в строительство скважин:

$$\sum_{i=1}^m c_i n_i(t) \leq K(t), \quad (2)$$

$$n_i(t) \geq 0 \quad (3)$$

и общим ограничением на объем добычи газа по району

$$\sum_{i=1}^m Q_i(t) \leq P(t), \quad (4)$$

В формулах (2)-(4) c_i – стоимость строительства скважины на i -м месторождении; $K(t)$ – максимально возможные капитальные вложения, выделяемые в году t на строительство скважин; $P(t)$ – план добычи газа по району.

Наиболее распространенный критерий оценки вариантов стратегии разработки месторождения – максимум прибыли (народнохозяйственного эффекта)

$$\int_0^T [pQ(t) - cn(t)] e^{-\delta t} dt \rightarrow \max$$

при некоторых ограничениях на управляющий параметр.

Здесь T – длительность планового периода; p – замыкающие затраты на добычу природного газа; c – капитальные вложения в строительство одной скважины; δ – коэффициент дисконтирования.

Введение дисконтирующего множителя $\exp(-\delta t)$ в подынтегральную функцию не приводит к принципиальным изменениям в решении задач.

Рассмотрим следующую оптимизационную задачу на конечном отрезке времени:

$$J = \int_0^T \sum_{i=1}^m [pN_i q_i - c_i n_i(t)] dt \rightarrow \max \quad (5)$$

при

$$\dot{q}_i = -N_i q_i, \quad (6)$$

$$\dot{N}_i = n_i, \quad (7)$$

$$n_i \geq 0, \quad (8)$$

$$\sum_{i=1}^m c_i n_i(t) \leq K(t), \quad (9)$$

$$\sum_{i=1}^m N_i q_i \leq \Pi(t), \quad (10)$$

$$0 \leq \underline{K} \leq K(t) \leq \bar{K} < \infty. \quad (11)$$

Заметим, что $V_i \leq q_i^0 < V_i^0$, т.е.

$$V_i \leq q_i^0, \quad (12)$$

$$q_i^0 \leq V_i^0. \quad (13)$$

Для решения данной оптимационной задачи применим метод В.Ф. Кротова [2]. Для задачи минимизации I , где $J=-I$, составим конструкцию:

$$R(N, q, n, t) = \frac{\partial \varphi(N, q, t)}{\partial t} + \sum_{i=1}^m \frac{\partial \varphi(N, q, t)}{\partial N_i} \dot{N}_i + \sum_{i=1}^m \frac{\partial \varphi(N, q, t)}{\partial q_i} \dot{q}_i - \sum_{i=1}^m [p N_i q_i - c_i n_i(t)] \rightarrow \max. \quad (14)$$

Далее, используя метод множителей Лагранжа, получим

$$R_1 = \frac{\partial \varphi}{\partial t} + \sum_{i=1}^m \frac{\partial \varphi}{\partial N_i} n_i + \sum_{i=1}^m \frac{\partial \varphi}{\partial q_i} (-N_i q_i) - \sum_{i=1}^m [p N_i q_i - c_i n_i] + \lambda(t) \left[K(t) - \sum_{i=1}^m c_i n_i(t) \right] + \gamma(t) \left[\Pi(t) - \sum_{i=1}^m N_i(t) q_i(t) \right] = \sum_{i=1}^m \left[\frac{\partial \varphi}{\partial V_i} + (1-\lambda) c_i \right] n_i - \sum_{i=1}^m \left[p + \frac{\partial \varphi}{\partial q_i} + \gamma \right] N_i q_i + \lambda K(t) + \gamma(t) \Pi(t) + \frac{\partial \varphi}{\partial t},$$

где $\lambda(t) \geq 0$, $\gamma(t) \geq 0$ - множители Лагранжа.

Положим $\frac{\partial \varphi}{\partial N_i} + (1-\lambda) c_i = \begin{cases} 0, & \text{если } n_i > 0, \\ \neq 0, & \text{если } n_i = 0. \end{cases}$

Пусть $n_i(t) > 0$, тогда

$$\frac{\partial \varphi}{\partial N_i} = -(1-\lambda) c_i, \quad \varphi = -\sum_{i=1}^m (1-\lambda) c_i N_i + \psi(q).$$

Если $N_i q_i > 0$, то $p + \frac{\partial \varphi}{\partial q_i} + \gamma = 0$ для максимума R_1 .

При этом $\frac{\partial \varphi}{\partial q_i} = -p - \gamma$, $\varphi = -\sum_{i=1}^m (1-\lambda) c_i N_i - (p + \gamma) \sum_{i=1}^m q_i$.

Следовательно,

$$\varphi(N, q, t) = -(1-\lambda) \sum_{i=1}^m c_i N_i - (p + \gamma) \sum_{i=1}^m q_i. \quad (15)$$

Рассмотрим теперь отдельно уравнение (7) при заданных краевых условиях, т.е.

$$\dot{N}_i = n_i, \quad i = \overline{1, m}, \quad t \in [0, T], \quad n_i > 0, \quad (16)$$

$$N_i(0) = N_i^0, \quad N_i(T) = N_i^T. \quad (17)$$

При этом уравнение

$$n_i(t) = \frac{1}{T} (N_i^T - N_i^0), \quad i = \overline{1, m}, \quad t \in [0, T], \quad (18)$$

а соответствующая траектория примет вид:

$$N_i(t) = N_i^0 + (N_i^T - N_i^0) \frac{t}{T}, \quad i = \overline{1, m}, \quad t \in [0, T], \quad (19)$$

Рассмотрим уравнение (6):

$$\dot{q}_i = -N_i q_i = -\left[N_i^0 + (N_i^T - N_i^0) \frac{t}{T} \right] q_i, \quad q_i(0) = q_i^0 \geq 0.$$

Отсюда

$$\begin{aligned} \ln q_i &= - \int_0^t \left[N_i^0 + (N_i^T - N_i^0) \frac{t}{T} \right] dt = - \left[N_i^0 t + \frac{1}{2T} (N_i^T - N_i^0) t^2 \right]_0^t = -N_i^0 t - \\ &- \frac{1}{2T} (N_i^T - N_i^0) t^2 = (N_i^T - N_i^0) \frac{t^2}{2T} - N_i^0 t + \ln C, \quad q_i(t) = C e^{-\alpha_i t^2 - \beta t}, \end{aligned}$$

где C – произвольное постоянное,

$$\alpha_i = (N_i^T - N_i^0) \frac{1}{2T}, \quad \beta_i = N_i^0, \quad q_i(0) = q_i^0 = C.$$

Следовательно,

$$q_i(t) = q_i^0 e^{-\alpha_i t^2 - \beta t}, \quad t \in [0, T], \quad i = \overline{1, m}, \quad (20)$$

$$N_i(t) = \beta_i + 2\alpha_i t, \quad t \in [0, T], \quad (21)$$

$$N_i(T) = N_i^T, \quad i = \overline{1, m}.$$

Выражение для R_1 примет вид:

$$R_1 = \lambda(t)K(t) + \gamma(t)\Pi(t) + \frac{\partial \varphi}{\partial t} = \lambda(t)K(t) + \gamma(t)\Pi(t) + \dot{\lambda}(t) \sum_{i=1}^m c_i N_i - \dot{\gamma}(t) \sum_{i=1}^m q_i \equiv Z(t)$$

при подстановке $N_i(t)$, $q_i(t)$, $i = \overline{1, m}$, так как

$$\frac{\partial \varphi}{\partial t} = - \left(1 - \dot{\lambda}(t) \right) \sum_{i=1}^m c_i N_i - \dot{\gamma}(t) \sum_{i=1}^m q_i. \quad (22)$$

Положим

$$\lambda(t)K(t) + \dot{\lambda}(t) \sum_{i=1}^m c_i N_i(t) = 0, \quad \gamma(t)\Pi(t) - \dot{\gamma}(t) \sum_{i=1}^m q_i(t) = 0,$$

и отсюда

$$\dot{\lambda}(t) = -A(t)\lambda(t), \quad (23)$$

$$\dot{\gamma}(t) = B(t)\gamma(t), \quad (24)$$

где

$$A(t) = \frac{K(t)}{\sum_{i=1}^m c_i N_i(t)}, \quad B(t) = \frac{\Pi(t)}{\sum_{i=1}^m q_i(t)}. \quad (25)$$

Следовательно,

$$\lambda(t) = \lambda(0) e^{-\int_0^t A(\tau) d\tau}, \quad (26)$$

$$\gamma(t) = \gamma(0) e^{\int_0^t B(\tau) d\tau}, \quad (27)$$

причем должно быть

$$\lambda(t) \geq 0, \quad \gamma(t) \geq 0, \quad 0 < \underline{K} \leq K(t) \leq \bar{K} < +\infty.$$

Множители Лагранжа, как правило, определяют объективно-обусловленные оценки, т.е. соответствующих оптимальных цен.

Заметим, что если

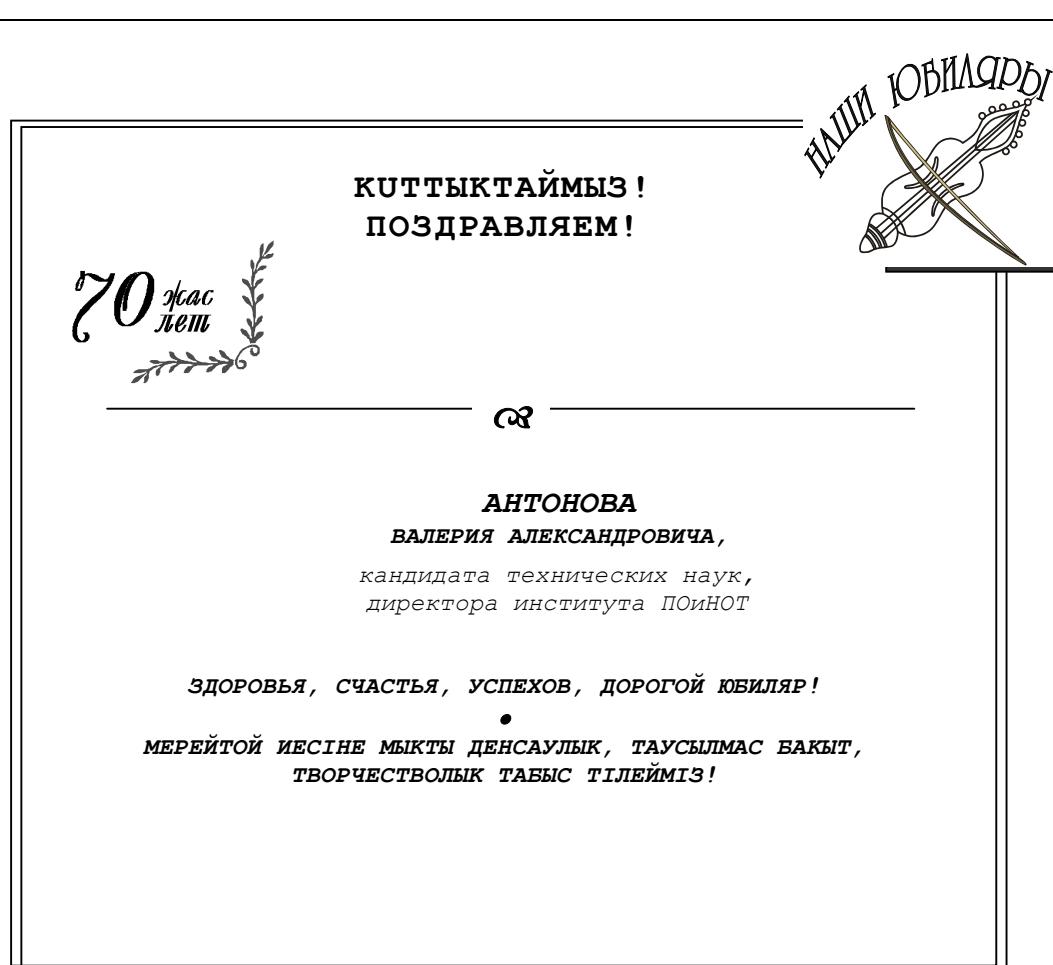
$$\frac{\partial \varphi}{\partial N_i} = +\left(1 + \lambda\right) C_i \neq 0,$$

т.е. $n_i(t) \equiv 0$, то $\lambda(t) \equiv 0$ и должно быть $N_i^0 = N_i^T = N(t) = \text{const}$, но это всегда возможно.

Список литературы

1. Мергулев Р.Д. Системный анализ в перспективном планировании добычи газа / Р.Д. Мергулев, В.Р. Хачатуров, А.В. Федосеев. - М.: Недра, 1992. - 287 с.
2. Основы теории оптимального управления / Под ред. В.М. Кротова. - М.: Высшая школа, 1990. - 430 с.
3. Бияров Т.Н. Теория устойчивости движения на конечном отрезке времени. - Алматы, 2003. - 290 с.

Получено 07.12.07





УДК 622.271

С.К. Молдабаев

Екибастузский инженерно-технический институт им. К. Сатпаева, г. Екибастуз

**РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГОНАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ
МАЙКУБЕНСКОГО БУРОУГОЛЬНОГО БАССЕЙНА**

Согласно «ЕПОН при разработке месторождений полезных ископаемых в Республике Казахстан» исключается выборочная отработка наиболее богатых частей месторождения, рудных тел и залежей, поскольку это приводит к снижению качества остающихся балансовых запасов вплоть до утраты ими промышленного значения. При разработке угольных месторождений полнота выемки запасов на современном этапе обеспечивается путем стабилизации качества товарной продукции в отгружаемых маршрутах. В этом направлении многое сделано и делается на мощных угольных разрезах Экибастузского месторождения. Помимо существующих стационарных усреднительно-погрузочных комплексов с использованием штабелеукладчиков (разрез «Восточный»), проходит промышленную апробацию угольно-породный погрузочный комплекс с усреднением угля на ленте конвейера (разрез «Богатырь»), а также внедряется циклично-поточная технология с использованием гидравлических экскаваторов и автосамосвалов (разрезы «Северный» и «Богатырь»). Распределение объемов работ между экскаваторами, в зависимости от качества забоя, во всех схемах обеспечивается благодаря имеющейся на электронных носителях базе данных в целом по месторождению. Реализуемый комплекс мероприятий помимо улучшения конкурентоспособности товарной продукции значительно снизит экологическую нагрузку на окружающую среду путем уменьшения вывозимой на отвалы не находящей спроса угольной массы и соответствующих очагов самовозгорания.

Однако острая конкуренция на рынке потребовала внести корректизы и для предприятий, разрабатывающих месторождения углей преимущественно коммунально-бытового назначения, даже таких низкозольных, бурых и длиннопламенных, как на Шоптыкольском, Шубаркольском месторождениях, на которых, по сравнению с Экибастузским, угли имеют небольшой инкубационный период самовозгорания. Поэтому требования к полноте их выемки многократно возрастают. Часть объемов добычи с низкими качественными характеристиками, с целью предотвращения эндогенных пожаров, перемешивают углами с более высокой теплотворной способностью. После этого его как энергетическое твердое топливо эффективно используют на тепловых электростанциях – сокращаются расход

мазута, выбросы в атмосферу и шлаки, объемы золоотвалов. Однако даже в этом случае, для снижения засорения угля, в подошве пласта оставляют его целики. Для последующего исключения самовозгорания и создания санитарных условий для работающего персонала на практике их локализуют инертными породами. Полное предотвращение очагов пожаров достигается, тем не менее, при отсыпке в выработанном пространстве внутренних отвалов. На контакте оставшихся целиков угля с углистыми породами по подошве пласта последние выступают активными катализаторами очагов воспламенения углесодержащей массы на многие годы. Путем формирования в выработанном пространстве внутренних отвалов недропользователи, помимо снижения затрат на транспортирование вскрышных пород и применения самых прогрессивных технологий для их отработки, значительно сокращают площади, отчуждаемые под внешние отвалы, уменьшают засорение окружающего ландшафта и, не дожидаясь конца разработки месторождения открытым способом, приступают к технической рекультивации.

В начале 90-х годов прошлого столетия академик В.В. Ржевский - один из выдающихся ученых в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых, признал, что главные научные решения в горном деле были деформированы на основе постулатов политэкономии без указания цены, прибыли, затрат, учета фактора времени при их определении [1]. В целом, это привело к крупной деформации научных положений в области горного дела.

Исходные, по существу, экономические принципы и решения, касающиеся сроков существования горных предприятий и отводимых им запасов, исходных цен на сырье и на этой основе «постоянных» кондиций, границ между открытыми и подземными работами, закономерностей по внутренним и внешним отвалам на карьерах и экономичности их использования, считал деформированными экономическими решениями и полагал, что их фактически нужно разрабатывать заново. Эти выводы с некоторыми поправками не потеряли своей актуальности и в наше время.

В отличие от многих других промышленных объектов и сооружений (заводов, фабрик и электростанций), горнодобывающие предприятия являются природно-технологическими комплексами, развивающимися во времени и пространстве и характеризующимися неравномерностью годовых объемов работ, затрат и доходов, динамичностью технико-экономических показателей. Поэтому при решении таких сложных динамических технико-экономических задач следует по возможности по срокам охватывать длительный период их оценки, соответствующий сроку службы основного горного и транспортного оборудования. Этому сроку соответствует также рациональная продолжительность этапа отработки крупного горного предприятия со значительными балансовыми запасами. В современных условиях по организационно-техническим и экономическим факторам она должна быть не меньше 20 лет.

Поэтому при определении предельных границ применения открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых возможно установить ориентировочно только перспективные контуры карьера, а внутри их - ряд промежуточных. При решении алгоритма основных задач проекта наиболее важными из них являются обоснование и выбор наиболее рационального направления развития горных работ, после чего осуществляется оптимизация календарного плана вскрышных и добычных работ с учетом качества полезного ископаемого.

Многие угольные разрезы в 70-80-е годы прошлого столетия были запроектированы

без учета прибыли поэтапного производства горных работ. Поэтому граничный коэффициент вскрыши, к примеру, при мощности 15-20 м отрабатываемых на глубине более 400 м пластов превышал $10 \text{ м}^3/\text{т}$. Для обеспечения полноты выемки угольных месторождений в таких условиях изначально в проектах предусматривалась транспортная система разработки с вывозкой вскрышных пород только во внешние отвалы. Вопросы ведения горных работ не взаимоувязывались с экологическими последствиями на окружающий ландшафт.

В соответствии с главой 6 Закона «О недрах и недропользовании» охрана недр и окружающей среды направлена на сохранение естественных ландшафтов и рекультивацию нарушенных земель. При этом одними из основных требований являются: 1) сохранение земной поверхности за счет применения специальных методов разработки месторождений; 2) сокращение территорий нарушенных и отчуждаемых земель путем применения технологий с внутренним отвалообразованием.

В последние годы достижения в области подземной газификации глубокозалегающих угольных пластов позволили для ряда месторождений пересмотреть проекты открытой разработки. К примеру, по рекомендациям института горного дела им. Д.А. Кунаева обоснование по возможности подземной газификации углей Шоптыкольского буру угольного месторождения было выполнено в Национальном научном центре горного производства Российской Федерации – институте горного дела им. А.А. Скочинского [2].

В результате применения технологии подземной газификации углей на Шоптыкольском буру угольном месторождении может быть получен на воздушном дутье товарный газ с теплотой сгорания $4,0 \text{ МДж}/\text{м}^3$, общий коэффициент полезного действия процесса составит 76,2 % (по нижнему пределу), коэффициент использования запасов углей составит 0,65. Получаемый газ является энергетическим и может быть использован в котельных местных предприятий, на тепловых электростанциях или на электростанции (в газоэлектрическом комплексе).

Выбранная мощность предприятия подземной газификации углей $2,5 \times 10^9 \text{ м}^3$ газа в год является оптимальной по технико-экономическим показателям. Для увеличения мощности предприятия за основу следует принимать модуль приведенного в [2] подземного газогенератора. При увеличении мощности предприятия будут увеличиваться общие капитальные затраты, а удельные капитальные затраты и себестоимость газа будут оставаться либо практически постоянными, либо немного снижаться.

Газификацию угольных пластов на месторождении необходимо проводить в нисходящем порядке, начиная с верхнего пласта, находящегося под дном разреза (с угольного горизонта I-T или II-III).

Основные факторы, влияющие на возможность применения технологии подземной газификации углей на Шоптыкольском месторождении, которые должны учитываться при проектировании предприятия подземной газификации углей:

- необходимость отсыпки на дне разреза под внутренними отвалами слоя из глинистых пород (аргиллиты, алевролиты, четвертичные отложения) с обработкой их разупрочняющими растворами. Мощность слоя в среднем принимается равной не менее 3 м (здесь m – мощность верхнего угольного пласта, находящегося под дном разреза) с целью создания безопасной зоны, превышающей зону водопроводящих (газопроводящих) трещин;

- при наличии напора подземных вод или излишних водопритоков для получения кон-

диционного газа на газифицируемом пласте необходимо снятие напора подземных вод до почвы угольного пласта или излишних водопритоков в угольный пласт. Гидрогеологические условия месторождения должны быть уточнены после отработки верхних угольных пластов открытым способом.

Полученные российскими учеными результаты позволили пересмотреть границы применения открытого способа разработки и рекомендовать перейти на более прогрессивные и экологичные технологии горных работ [3, 4]. Для установления наибольшей глубины разработки верхнего угольного горизонта I-Ш в пределах первоочередных участков Восточный и Центральный предусмотрено, помимо производства увеличивающихся объемов вскрыши по существующей транспортной технологии с использованием автомобильного и железнодорожного транспорта, поэтапное внедрение в установленные сроки бестранспортной с приобретением мощных драглайнов типа ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100.

Для сопоставления открытого способа разработки с подземной газификацией углей и обоснования эффективной границы применения первого выполнен детальный горно-геометрический анализ.

Практика последних лет показывает, что есть ряд нерешенных вопросов по достоверности установления требуемых объемов выемки вскрышных пород на запланированную добычу полезного ископаемого, особенно при переходе на новые средства механизации и технологии производства горных работ и одновременной разработке смежных участков. В таких случаях распределение объемов горных работ возможно осуществить при решении объемной задачи во взаимосвязи с применяемыми и внедряемыми комплексами оборудования.

Это характерно также для пологонаклонных залежей, когда резко меняется угол падения пласта. В этот период, помимо изменения параметров элементов системы разработки, в связи с вводом в эксплуатацию новых комплексов оборудования, с одной стороны, в какой-то мере, должен увеличиваться угол наклона рабочего борта карьера. С другой стороны, в связи с увеличением глубины отработки этот конструктивный угол имеет закономерность постепенно неуклонно уменьшаться в связи с увеличением количества транспортных горизонтов. Поэтому, при резком падении угла наклона пласта, имеет место скачкообразное увеличение требуемых объемов выемки вскрышных пород, в особенности при повышении добычи полезного ископаемого. Такой прием целесообразно применять для снижения влияния значительных в этот период капиталовложений на эффективность работы горного предприятия. В этих случаях изыскание приемов по отнесению выемки части объемов вскрышных пород на более поздние периоды позволяет более равномерно перераспределить увеличивающиеся объемы вскрыши по календарным годам и оптимизировать в этот период затраты на разработку. В реальных условиях производства в этом случае заблаговременно приостанавливают вскрышные работы на нескольких смежных горизонтах с обеспечением площадок минимальной ширины для ввода в эксплуатацию новых комплексов оборудования.

Для получения базы данных по участкам первоочередной отработки Шоптыкольского месторождения на запланированные схемы механизации и технологии горных работ по этапным периодам разработан усовершенствованный метод выполнения горно-геометрического анализа карьерных полей для пологонаклонных залежей [5]. База данных позволяет оперативно корректировать календарный план горных работ в зависимо-

сти от изменяющихся объемов добычи угля и фактического выполнения объемов выемки вскрышных пород в фиксированные моменты времени. Отличительной особенностью разработанного метода является откладывание на каждом поперечном разрезе по фронту углеразреза изменяющегося, в зависимости от глубины горных работ, угла наклона контура рабочей зоны через равные отрезки по подошве пласта. Это позволяет учесть вводимые в эксплуатацию новые комплексы оборудования с изменяемыми параметрами элементов системы разработки по глубине рабочей зоны и отнести часть объемов выемки вскрышных пород на более поздние периоды, до выполнения геометрического анализа. В результате получают рациональный режим горных работ. Путем фиксации в базе данных фактических объемов выемки вскрышных пород и добычи угля на каждом участке отработки и распределения между ними плановых их объемов возможно обеспечить получение оптимального календарного плана горных работ на оставшиеся периоды работы.

Пример реализации данного метода по наиболее рациональному распределению объемов добычи угля и выемки вскрыши при совместной отработке смежных участков на разрезе «Майкубенский» при интенсивном наращивании производственной мощности приведен на графиках рис. 1.

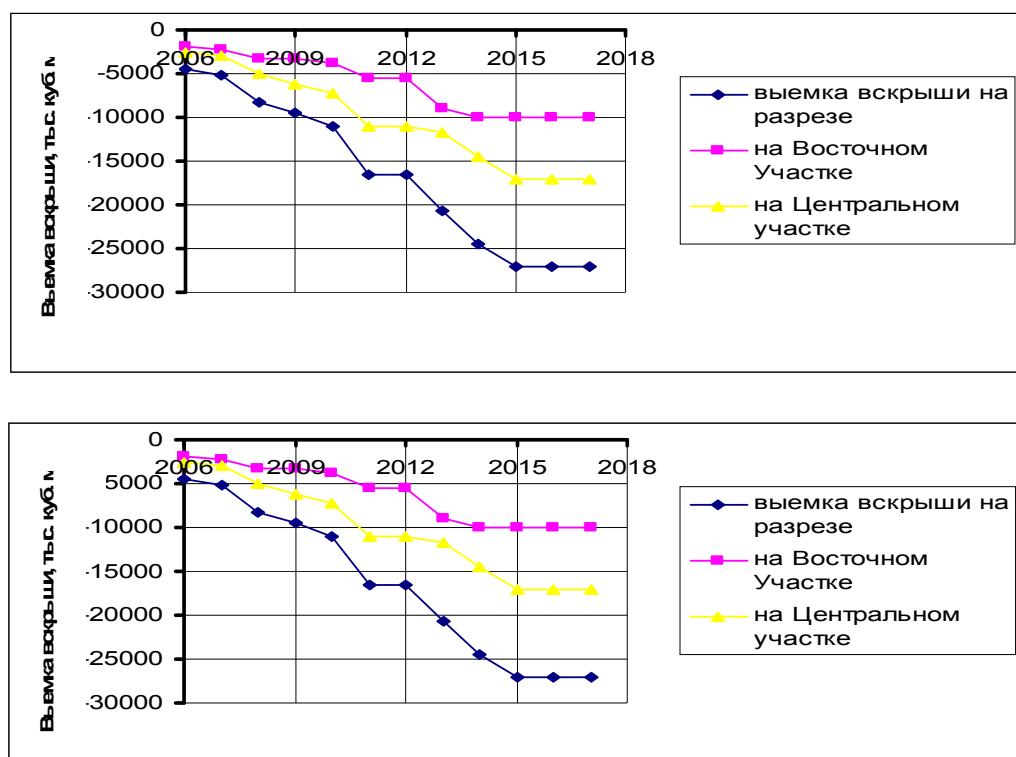


Рисунок 1 – Графики объемов горных работ при совместной отработке смежных участков на разрезе «Майкубенский»

Анализ зависимостей показывает, что для интенсивного ведения добычи угля на участке Центральном, имеющем до определенного срока эксплуатации разреза наименьший коэффициент вскрыши, требуется более быстрыми темпами наращивать производительность по вскрыше именно на этом участке.

Перераспределение объемов добычи между участками Восточным и Центральным по критерию минимума текущего коэффициента вскрыши, установление объемов бестранспортной, железнодорожной и автотранспортной вскрыши позволили составить наиболее достоверный до 2024 года и ориентировочный до 2060 года план горных работ, рассчитать комплексы оборудования и приведенные затраты. Для примера на рис. 2 приведены результаты расчета себестоимости вскрыши в целом по разрезу и отдельно по ее видам.

В пересчете на 1 т угля затраты при его подземной газификации на рассматриваемых глубинах при пересчете по курсу 2003 года составляют 1113 тенге [4]. Ориентировочная себестоимость добычи угля открытым способом к 2060 году по курсу этого года увеличится до 1075 тенге. По прогнозу, в 2060 году глубина разработки на разрезе в границах первоочередных участков по подошве угольного горизонта I-III составит 190-210 м. Она соответствует местам сближения этого горизонта с нижележащим угольным горизонтом II-III. Поскольку значения текущего коэффициента вскрыши при их совместной отработке снижаются, то открытую разработку можно вести до полного выклинивания и расщепления этих двух угольных горизонтов на глубину до 280-300 м.

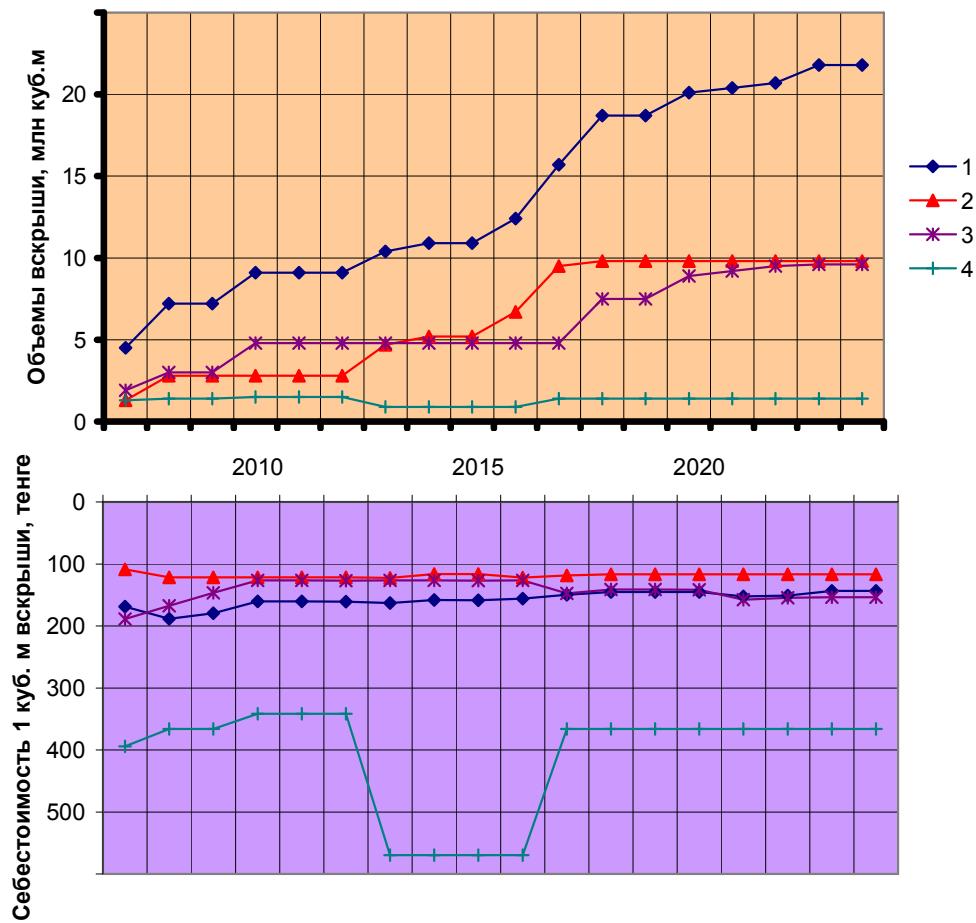


Рисунок 2 – Графики зависимости объемов выемки вскрыши и ее себестоимости по календарным годам: 1 – общая вскрыша; 2 - автотранспортная вскрыша; 3 – железнодорожная вскрыша; 4 – бестранспортная вскрыша

Выполненные совместно со специалистами ТОО «Майкубен-Вест» и ОАО «Карагандаугипрошахт и К» исследования показывают, что в современных условиях граничный коэффициент вскрыши не должен превышать 4-4,5 м³/т, тогда прогнозируемая конечная глубина угольных разрезов, при изменении вертикальной мощности пластов от 20-30 до 40-60 м, не превысит 220 и 300 м, соответственно.

Поскольку буроугольные месторождения, в связи с высоким содержанием метана, проблематично разрабатывать подземным шахтным способом, то альтернативным решением по вовлечению в разработку глубокозалегающих пластов Майкубенского буроугольного бассейна, по прошествии как минимум 50 лет, является применение подземной газификации. В этом случае заполнение выработанного пространства разрезов на буроугольных месторождениях внутренними отвалами полностью оправдывается как с экономических, так и экологических позиций и со временем позволит избежать потери продуктов выгазовывания по естественным трещинам без искусственного уплотнения дна разрезов.

Список литературы

1. Круглый стол «Академическая наука – горное производство» // Горный журнал. – 1991. – № 4. – С. 23-25.
2. Обоснование возможности подземной газификации глубокозалегающих угольных пластов Шоптыкольского буроугольного месторождения: Отчет о НИР/ИГД им. А.А. Скочинского / Руководитель А.А. Кузнецов. – Люберцы, 2003. – 93 с.
3. Ракищев Б.Р. Перспективы применения бестранспортной технологии отработки вскрышных пород на месторождениях Майкубенского бассейна // Комплексное использование минерального сырья / Б.Р. Ракищев, С.К. Молдабаев. – Алматы: КазНТУ, 1998. – № 1. – С. 14-18.
4. Обоснование эффективных границ применения открытого способа разработки и полноты извлечения запасов Шоптыкольского буроугольного месторождения по перспективным технологиям: Отчет о НИР/ЗАО «Майкубен-Вест» / Руководители С.К. Молдабаев и Н.А. Шулаева. – Шоптыколь, 2003. – 77 с.
5. Молдабаев С.К. Метод горно-геометрического анализа пологонаклонных пластовых месторождений // Качество образования: менеджмент, кредитная система обучения, достижения, проблемы в рамках V Сатпаевских чтений, посвя. 15 независимости Республики Казахстан: Материалы Межд. науч.-практ. Конф. / С.К. Молдабаев, Ж.Н. Хамметова. – Екибастуз, 12-14 апр. 2006г. – Екибастуз: ЕИТИ им. К. Сатпаева, 2006. – С. 302-305.

Получено 07.12.07

УДК 622.271

С.К. Молдабаев

Екибастузский инженерно-технический институт им. К. Сатпаева, г. Экибастуз

ПОРЯДОК И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ВЫРАБОТОК ПРИ ВСКРЫТИИ ПОЛОГОНАКЛОННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

На вытянутых месторождениях железнодорожный транспорт остается по-прежнему доминирующим. На практике и в проектах при этом виде транспорта применяются глубокие внешние траншеи. В обводненных мягких и сыпучих породах для упрощения осу-

шения горизонтально залегающих породных слоев, а также сокращения протяженности железнодорожных путей и контактной сети получили распространение групповые или общие траншеи с общим транспортным выходом. Вместе с тем проведение траншеи с независимым выходом на поверхность, наряду с сокращением объема горно-строительных работ, позволяет интенсифицировать строительство карьера. Они перспективны при вскрытии глубокозалегающих месторождений [1].

Для пологих и наклонных вытянутых месторождений выбор способа вскрытия в значительной степени определяется местом расположения внешних отвалов. Здесь приходится, помимо размещения технологического комплекса, учитывать размеры карьерного поля в крест простирации залежи, их число, порядок отработки эксплуатационных участков. Поэтому, как правило, при вовлечении в отработку участков первоочередной отработки внешний экскаваторно-железнодорожный отвал располагают за удаленным контуром горного отвода. Как правило, он соответствует предельному положению борта на конечной глубине карьера. Вскрышные горизонты в этом случае вскрывают наклонной и соединительной горизонтальной траншеями. По мере развития горных работ на глубину расстояние транспортирования при такой схеме вскрытия постепенно уменьшается. Объемы и сроки выполнения горно-строительных работ по проходке выездных наклонной и соединительной траншой очень большие. К тому же эти работы в большинстве случаев выполняют мехлопатами в комплексе с автомобильным транспортом. В связи с большими расстояниями транспортирования в период строительства карьера текущие затраты значительны.

При вовлечении смежного участка первоочередной разработки разрезная траншея по наносам и полезному ископаемому проходит со стороны выработанного пространства уже эксплуатируемого карьера. Стационарные вскрывающие выработки сооружают к концу проходки разрезной траншеи в торце вовлекаемого участка. Свободное от технологического комплекса пространство в границах вовлекаемого участка за ближним контуром горного отвода позволяет помимо отсыпки прибортового отвала сформировать на небольшом удалении внешний экскаваторно-железнодорожный отвал и обеспечить независимое производство вскрышных работ на смежных участках карьерного поля. Расстояние транспортирования железнодорожной вскрыши, до перехода отвальным фронтом границы горного отвода и начала формирования отвала в выработанном пространстве, в связи с углубкой карьера будет увеличиваться незначительно. При дальнейшем развитии горных работ на средних и нижних вскрышных уступах оно практически не меняется.

Значительным препятствием в сооружении групповой или общей внешней траншеи с прямолинейными трассами на выходах залежей полезного ископаемого может стать отсутствие требуемого пространства для их размещения, в первую очередь из-за наличия в этой части земельного отвода магистральных транспортных коммуникаций. Сооружение в стационарном борту внутренней траншеи в самом начале разработки одного из участков месторождения приведет к увеличению расстояния транспортирования вскрышных пород и будет сдерживать в дальнейшем переход на технологию с внутренним отвалообразованием. При таком расположении вскрывающей выработки не избежать тупикового развития трасс для основного грузопотока.

В работе [2], как один из вариантов сокращения протяженности железнодорожных путей, предложено вскрывающие выработки располагать в рабочей зоне карьера в направлении забойного тупика. Путем замещения в схеме части протяженности забойных путей

длиной съезда на рабочем горизонте, при совпадении направления его трассы с забойным тупиком, достигается ресурсосбережение. Однако при этом неизбежна отработка другой части фронта уступа с обратными заездами локомотивосоставов, что будет сдерживать развитие горных работ без изменения конфигурации фронта уступов в плане. Из теории известно, что скользящие съезды вынуждены применять на крутонаклонных и крутых месторождениях как единственно целесообразные при продольной двухбортовой углубочной системе разработки [3]. Поэтому область применения съездов в рабочей зоне ограничивается начальным периодом развития горных работ в карьере при незначительных размерах его торцов и при доработке месторождения.

С учетом особенностей нарезки новых вскрышных уступов на пологих и наклонных пластовых месторождениях при ограниченных размерах дневной поверхности для размещения внешних траншей с прямолинейной трассой впервые предложено поэтапное формирование системы вскрывающих выработок вместе с трассами путей по ресурсосберегающей технологии. В начале формируется смешанная траншея. Внешнюю ее часть проходят драглайном по бестранспортной схеме. Внутреннюю ее часть в виде съезда временно располагают на рабочем борту путем сопряжения его трассы с рабочим горизонтом передового уступа на наклонной кривой. После укладки железнодорожного пути окончательное формирование съезда в стационарное положение осуществляется мехлопатой с нижней погрузкой, работающей на этом горизонте. По мере развития горных работ его трасса в плане будет выпрямляться, после чего внутренняя часть траншеи займет стационарное положение. Второй вскрышной уступ будет нарезаться мехлопатой с верхней погрузкой на путь от первой смешанной траншеи. Дальнейшая отработка передового уступа будет осуществляться мехлопатой с нижней погрузкой на новый путь. Доступ к этому горизонту будет осуществляться через новую смешанную траншею, примыкающую к первой траншее в торце карьера. Остальные вскрышные горизонты достаточно будет вскрывать формируемыми в торце карьера съездами. При этом верхняя погрузка будет иметь место на каждом новом нарезаемом уступе до окончания формирования съезда на этот горизонт. Прямые заезды на рабочие горизонты с независимыми путями позволяют интенсифицировать вскрышные работы. После образования выработанного пространства достаточных размеров и сооружения съезда на второй вскрышной горизонт в его торце укладывается стрелочный перевод и от него на нижнем горизонте прокладываются соединительный и отвальный пути к месту отсыпки внутреннего отвала. Далее возможно нижнюю вскрышную зону отрабатывать прямыми заездами через систему съездов в торце карьера на отвальные ярусы, формируемые только в пределах карьерного поля.

Порядок и последовательность проведения ресурсосберегающих вскрывающих выработок рассмотрим на примере вскрытия вовлекаемого в разработку участка Центрального на разрезе «Майкубенский».

В настоящее время практически завершены горно-вскрышные работы по вовлечению запасов первоочередного участка Центрального. Помимо использования на вскрышных работах автосамосвалов, часть объемов выемки отгружается в железнодорожный подвижной состав. Автовскрыша вывозится через временные съезды в рабочем борту во внутренние отвалы участка Восточного, пересекая неоднократно соединительные и забойные железнодорожные пути. Железнодорожная вскрыша транспортируется по временным схемам через рабочую зону участка Восточного также во внутренний отвал.

Интенсификацию горных работ на участке Центральном предложено достичь органи-

зацией вывозки основного объема вскрышных пород через западный фланг разреза по кратчайшему пути на новый внешний экскаваторно-железнодорожный отвал Южный. Его принято формировать между перегоном «Угольная-Ушкулын» и южным контуром горного отвода в границах участка. Для этого запланировано от 5-го вытяжного пути станции «Угольная» вдоль перегона уложить соединительный железнодорожный путь, который первоначально будет использоваться в качестве отвального для отсыпки пионерной насыпи новым драглайном ЭШ-11/75.

По «Технико-экономическому обоснованию реконструкции разреза «Майкубенский» с увеличением производственной мощности до 8,5 млн т угля в год» для организации внешнего экскаваторно-железнодорожного отвала «Южный» вскрытие поля участка Центрального предложено осуществить железнодорожной выездной траншееей внешнего заложения с выходом на новую станцию «Западная». Ограниченнное расстояние между перегоном и разрезной траншееей предопределило принять криволинейную форму трассы капитальной траншееи. Но такая конструкция траншееи обеспечит прямые заезды локомотивосоставов в карьер. При этом она должна выполнять угольно-породную функцию. Объем горно-капитальных работ по западной угольно-породной траншеее составит порядка 4,5 млн м³, а на 2010 год – 3,5 млн м³.

На строительстве траншееи предусматривается использовать драглайн ЭШ-11/75 и экскаваторы типа мехлопат вскрышной зоны при их приближении к западному торцу разреза.

По углю в работе будут находиться гор. +230 м и +240 м. Отработка угля и внутренней вскрыши ведется роторными экскаваторами с погрузкой на железнодорожный транспорт, а транспортирование – по путям горизонта с выходом через выездную железнодорожную траншеею на поверхность (станция «Западная»), станция «Угольная», внутренний отвал участка Центрального.

Отработка надугольного вскрышного горизонта и зачистка кровли угольного пласта осуществляются экскаватором ЭКГ-4у с верхней погрузкой в средства железнодорожного транспорта. Выемка пород вышележащей вскрышной зоны ведется экскаваторами ЭКГ-10 в комплексе с железнодорожным транспортом.

Недостатками данного варианта вскрытия являются пересечение грузопотоков вскрыши и угля и значительный объем горно-капитальных работ, что будет сдерживать развитие разреза и ухудшит технико-экономические показатели.

Провозная способность существующей угольной выездной траншееи на участке Восточном достаточна для объемов добычи угля 9,4 млн т в год. Поэтому станцию «Западная» первоначально нужно использовать только для вывозки вскрышных пород на отвал «Южный». В перспективе, при его формировании в пределах выработанного пространства карьерного поля, появится возможность использовать ее и для вывозки увеличивающихся объемов добычи угля.

Выполненные исследования показали, что наиболее целесообразным и экономичным вариантом вскрытия вскрышных горизонтов участка Центрального при применении железнодорожного транспорта является разработанная ресурсосберегающая технология поэтапной проходки вскрывающих выработок и трасс.

Пространственное положение вскрывающих выработок установлено на поперечном профиле вдоль ХХIII разведочной линии, по которой формируется торец разреза. Завершение их проходки на новый горизонт должно соответствовать окончанию нарезки но-

вого вскрышного уступа с учетом положения рабочей зоны. Скорость подвигания фронта работ на ближайшие десять лет приведена в таблице.

Интенсивность ведения горных работ на участке Центральном

№ п/п	Показатели	Календарные годы									
		2008	2009	2010	2011	2012	2013	201 4	201 5	201 6	2017
1	мощность разреза по углю, млн. т в год	4,2	5,8	6,6	8,0	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5
2	в т.ч. на участке Восточном	0,5	0,5	0,7	0,9	1,5	2,0	2,0	4,0	4,0	4,0
3	на участке Центральном	3,7	5,3	5,9	7,1	7,0	6,5	6,5	4,5	4,5	4,5
4	скорость подвигания фронта горных работ на участке Центральном, м	43,2	59,4	66,1	79,5	78,4	72,8	72,8	50,4	50,4	50,4

Длина первой смешанной траншеи по вскрытию передового уступа на глубину 12 м и уклоне 40 %, с учетом рельефа местности, достигает 600 м. Внешняя ее часть длиной 400 м проходится драглайном ЭШ-13/50 с размещением навала в западной части на дневной поверхности. В дальнейшем он будет служить для снегозадержания и отвода паводковых и ливневых вод. С рабочего горизонта передового уступа мехлопатой ЭКГ-4у, до соединения с внешней частью смешанной траншеи, с верхней погрузкой в средства железнодорожного транспорта формируется криволинейный съезд.

На расстоянии не менее 30 м от устья траншеи на соединительном пути перегона врезается стрелочный перевод, от которого отходит путь на отвал Южный. После укладки от него траншайного и забойного путей приступают к отработке передового уступа мехлопатой ЭКГ-10 с нижней погрузкой в подвижной состав (рис. 1). Постепенно, по мере развития горных работ, из временного положения внутренняя часть смешанной траншеи с криволинейной формой трассы пути приводится в стационарное положение с выравниванием наклонной части трассы пути.

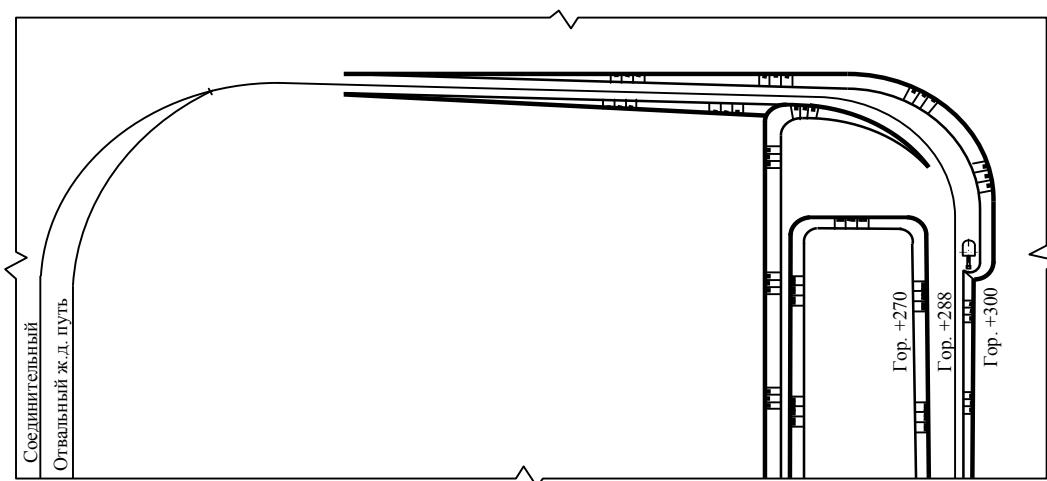


Рисунок 1 – Строительство отдельной смешанной траншеи внешнего и внутреннего заложения по ресурсосберегающей технологии (позиция I)

Объем первой траншеи при ширине понизу 25 м не превышает 90 тыс. м³. Обмен локомотивосоставов (позиция I) осуществляется по временной схеме на соединительном пути перегона. Конструкция обменного пункта позволяет исключить остановку груженых составов на подъеме и сразу подавать их с пути выездной траншеи на отвальный путь. В этот момент порожний состав находится на соединительном пути перегона. Для оставления локомотива в хвосте состава при движении на подъем, перед ожиданием прохода груженого состава на отвал, спуск порожнного состава с отвала с попаданием на соединительный путь перегона осуществляется через выездную траншею.

К моменту нарезки второго вскрышного уступа должны быть завершены работы по проходке второй смешанной траншеи с простой формой трассы в западной части первой траншеи и с торца передового уступа (рис. 2).

Объем работ по ее сооружению не превысит 40 тыс. м³. До завершения формирования второй траншеи должна быть построена небольшая станция «Западная». Тогда вторая траншея будет использоваться для вывозки вскрышных пород с передового уступа, а первая – для вывозки вскрышных пород второго уступа, отрабатываемого первоначально экскаватором ЭКГ-4у с верхней погрузкой.

Во избежание дополнительного разноса борта в связи с размещением пород средних и нижних уступов в выработанном пространстве в конструкции западного торца разреза на горизонте укладки соединительного пути предусмотрено оставление транспортной бермы требуемой ширины (рис. 3).

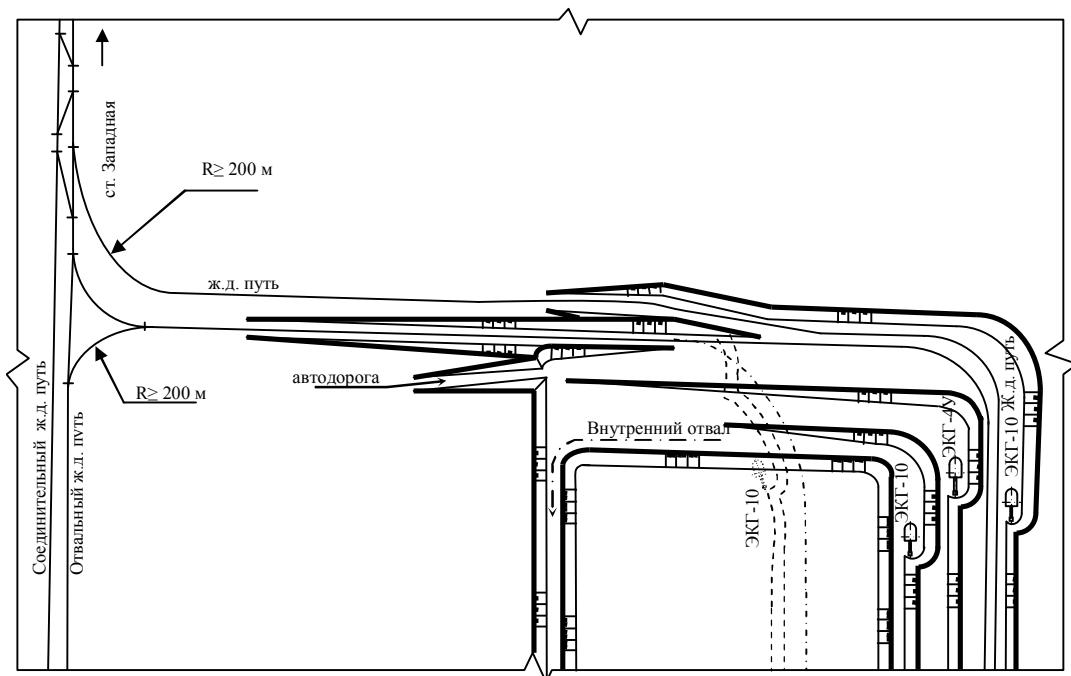


Рисунок 2 – Окончание проходки двух смешанных траншей в торце разреза (позиция II с вводом в эксплуатацию станции «Западная»)

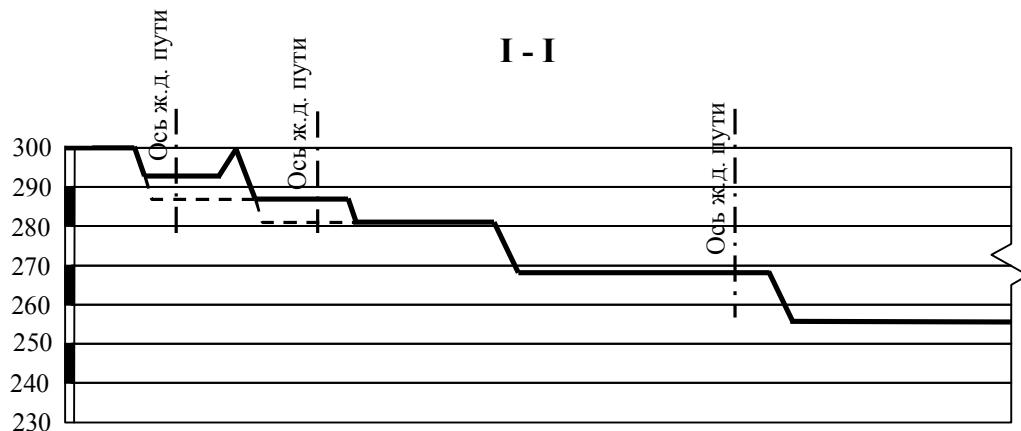


Рисунок 3 – Поперечное сечение западного торца углеразреза с границей отработки вскрышных пород на внешний и внутренний отвалы

После устройства съезда в торце второго вскрышного уступа с гор. + 288 м до гор. + 276 м организуется его отработка экскаватором ЭКГ-10 с нижней погрузкой (рис. 4). На небольшом удалении от съезда на гор. + 276 м в торце разреза врезается стрелочный перевод для спуска локомотивосоставов на гор. + 264 м. После этого организуется перемещение вскрышных пород этого и нижеследующих горизонтов через систему съездов прямыми заездами во внутренний отвал.

Объем работ по формированию съезда не превышает 30 тыс. м³. По сравнению с при-

нятым ранее вариантом объем горно-капитальных работ по проходке системы вскрывающих выработок к концу 2017 года меньше в 20 раз, а без учета угольной части капитальной траншеи – в 6 раз.

Реализация технологии поэтапного формирования системы вскрывающих выработок во вскрышной зоне пологонаклонных месторождений с переходом на внутреннее отвалообразование в реальных условиях действующего предприятия обеспечит ресурсосбережение с достижением проектной мощности.

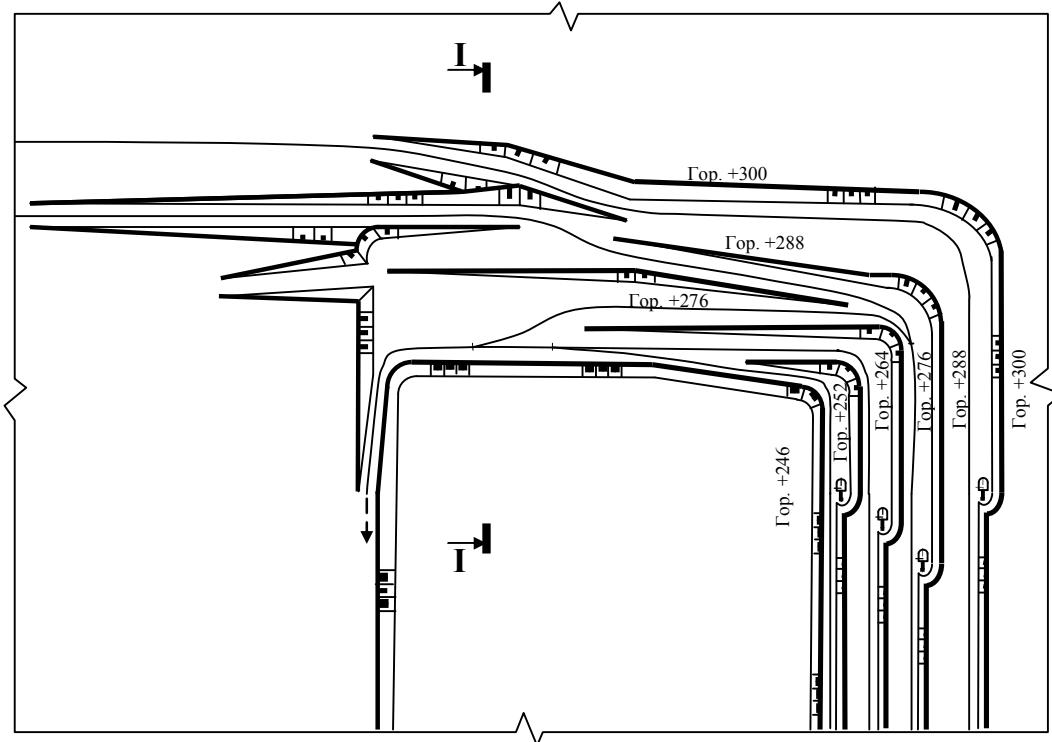


Рисунок 4 – Завершение формирования съезда на второй уступ и переход на внутреннее отвалообразование с использованием прямых заездов локомотивосоставов с нижних вскрышных уступов (позиция III)

Таким образом, предложенная система позволит вскрывать каждый вскрышной горизонт с использованием простых форм независимых трасс капитальных выработок, интенсифицировать развитие горных работ при значительном уменьшении объемов горно-капитальной вскрыши при их сооружении и предусматривает своевременный переход на внутреннее отвалообразование при прямых заездах локомотивосоставов.

Список литературы

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. – М.: Недра, 1985. – Ч. 2: Технология и комплексная механизация. – 549 с.
2. Фионин Е.А. Проявление ресурсосберегающих свойств схем путевого развития карьеров // «Топорковские чтения»: Сб. докл. VII Межд. научн. конф. – Рудный: РИИ, 2006. – Т. 2. – С. 123-130.
3. Открытые горные работы // К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий и др.; Под ред. К.Н. Трубецкого. – М.: Горное бюро, 1994.

Получено 20.12.07

УДК 622.27

Ю.Н. Шапошник, И.Ю. Быкова, С.Н. Шапошник
ЗЦ ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Зыряновск

**ЭФФЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ СЕЛЕКТИВНОЙ ВЫЕМКИ ЗАПАСОВ РУД
МАЛЕЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Интенсификация добычи и переработки собственных полезных ископаемых позволяет Республике Казахстан повышать уровень своего экономического развития.

Одним из путей развития горнорудных компаний на сегодняшний день является диверсификация, основанная на расширении номенклатуры и ассортимента выпускаемой продукции, что в конечном итоге приведет к комплексному использованию руд, содержащих сопутствующие ценные компоненты, вовлечению в эксплуатацию экономически эффективных забалансовых руд, отвалов горных пород и отходов обогащения.

Месторождения руд цветных металлов в большинстве многокомпонентны, причем сопутствующая часть их по ценности часто сравнима с основной. Рациональное использование недр при разработке месторождений должно основываться на максимальной полноте и комплексности извлечения полезных компонентов.

В сложившихся условиях рыночного хозяйствования особую актуальность приобретает проблема рационального использования недр. В период становления рыночной экономики при отработке месторождений полиметаллических руд появились негативные тенденции выборочной отработки наиболее богатых руд с оставлением бедных руд.

В погоне за максимальной прибылью в условиях нестабильности цен на металлы некоторыми горнорудными компаниями производится выборочная отработка богатых руд месторождения с оставлением бедных руд [1]. После выборочной разработки, приводящей к истощению месторождения, горнопромышленные компании, управляемые иностранными инвесторами, без особых проблем получают лицензию на право разработки нового месторождения. Избирательная отработка наиболее богатой части месторождения приводит к тому, что в недрах остаются обедненные и разобщенные по местоположению неотработанные участки месторождения, которые уже не представляют какого-либо промышленного интереса и безвозвратно утрачивают свое значение.

На Малеевском месторождении, которое разрабатывает Малеевский рудник АО «Казцинк», выделено два технологических типа руд (полиметаллические и медно-цинковые) и руководством АО «Казцинк» принято решение об их раздельной добыче и обогащении.

Выделенные по минералогическим признакам два типа руд, впоследствии корректировались результатами исследований технологических проб. В частности, было признано целесообразным отнесение руд к полиметаллическим при абсолютном содержании свинца 0,6 % и более, т.к. при меньшем содержании не были получены свинцовые концентраты. Руды с содержанием свинца менее 0,6 % относятся к колчеданным медно-цинковым. Минералогически выделяемый подтип цинковых руд является промежуточным и по содержанию свинца относится либо к полиметаллическому, либо к колчеданному медно-цинковому типам.

Выделенные природные полиметаллические и колчеданные медно-цинковые руды имеют сложное внутреннее строение из-за наличия баритсодержащих руд, свинцово-цинкового, цинкового, медно-цинкового, медно-колчеданного и серно-колчеданного подтипов. Наибольшее распространение имеют медно-цинковые и цинковые типы, на долю которых приходится 71 % запасов месторождения.

По преобладанию главных рудных элементов на месторождении выделяются следующие типы и подтипы руд (табл.).

Природные типы и подтипы руд Малеевского месторождения

Типы	Подтипы и доля их в процентах
Полиметаллический	полиметаллический – 10
	свинцово-цинковый – 7
	цинковый – 34
Колчеданно-медно-цинковый	медно-цинковый – 37
	медно-колчеданный – 10
	серно-колчеданный – 2

Смешивание руд разных типов Малеевского месторождения при переработке снижает извлечение свинца до 10 %, цинка - до 5 % и меди - до 8 %, при этом примешивание медно-цинковой руды к полиметаллической приводит к повышенному расходу реагентов на обогатительной фабрике.

Опробование руд Малеевского месторождения начинается с момента проходки разведочных горных выработок и скважин и заканчивается опробованием шлама взрывных скважин очистных работ. По данным проходки разведочных выработок и скважин предварительно оконтуриваются блоки, сложенные разными типами руд. В процессе проходки подготовительных, нарезных горных выработок и взрывных скважин выделяются участки, характеризующиеся разными типами руд для селективной их добычи.

Для выполнения этой задачи, заключающейся в пространственном выделении технологических типов руд и определении содержания металлов в них, производятся следующие виды опробования: керновое, шламовое, бороздовое, горстевое. Обработка проб осуществляется силами отдела технического контроля (ОТК) комплекса.

По результатам опробования определяется технологический сорт руды в камере (подэтаже) и рудоспуске, в который должна доставляться руда этого сорта. При доставке руды погрузочно-доставочными машинами до рудоспуска ведется постоянный контроль для определения содержания металлов в отбитой руде с помощью переносных приборов ПРАМ-1.

Для улучшения раздельной добычи руд необходимо корректировать расположение буровых выработок и взрывных скважин, порядок отбойки руды в камерах с учетом пространственного размещения контакта между технологическими типами руд. Эти мероприятия повлекут за собой удорожание раздельной добычи руды по сравнению с валовой.

Раздельная добыча технологических типов руд экономически выгодна при условии получения дополнительной прибыли на стадиях добычи, обогащения и металлургического передела.

Раздельная добыча и переработка технологических типов руд на Малеевском руднике позволяет повысить извлечение металлов в концентраты на 7-12 %, что дает возможность

увеличить прибыль с 1 т переработанной руды на 40-45 % по сравнению с валовой добычей и переработкой.

В технологии товарного опробования руды текущей добычи Малеевского рудника используется отечественное оборудование и оборудование английской фирмы «ERIEZ MAGNETICS EUROME LTD». Методика отбора, переработки и подготовки проб руды разработана и реализуется также указанной фирмой.

Контроль качества руды и товарное опробование руды предусматривается следующим образом.

Контроль качества руды, выдаваемой по стволу шахты «Скиповая», и разделение ее по сортам осуществляется в подземных условиях рентгенорадиометрическими анализаторами ПРАМ-1 в пробах отобранных из вагонов.

Перед началом работ операторы геофизического опробования, находящиеся на пункте взвешивания и товарного опробования на 14 и 2 горизонтах, производят измерение на эталонах. Разброс средних значений на эталонах не должен превышать 10 %. При поступлении составов с рудой на подземных пунктах взвешивания и опробования Малеевского рудника оператор производит взвешивание состава и отбирает пробу из расчёта не менее 5 кг руды с каждого из них. С отобранный пробой производятся замеры не менее чем с 4 точек. Время измерения на одной точке не менее 20 с. По окончании замера оператор определяет тип руды и объявляет машинисту электровоза в какой рудный бункер на 14 горизонте шахты «Скиповая» необходимо свалить руду. Оператор ведёт учёт и взвешивание вагонов с породой как на 14, так и на 2 горизонтах. Порода, учтённая по 14 горизонту, выдаётся через ствол шахты «Малеевская» и складируется на породный отвал шахты «Малеевская». Учтённая порода на 2 горизонте выдаётся по штольне шахты «Вентиляционная» на поверхность и складируется в породный отвал шахты «Вентиляционная». Так же на 14 горизонте ведётся учёт некондиционной руды. Некондиционная руда выдаётся через ствол шахты «Малеевская» и складируется в отдельный отвал некондиционной руды. По окончании замера оператор геофизического опробования заносит в журнал и компьютер, для накопления сводки за смену, номер состава, номер рудоспуска, общий вес, вес тары, средние значения полезных компонентов, номер опрокидывателя. Информация передаётся диспетчеру рудника [2].

Товарное опробование по стволам шахт «Вентиляционная» и «Малеевская» осуществляется следующим образом: предварительное взвешивание, сортировка руды по сортам и породы производится в подземных условиях переносными рентгенорадиометрическими анализаторами ПРАМ-1 - по шахте «Вентиляционная» на 2 горизонте, по шахте «Малеевская» на 14 горизонте.

Руда, поступающая в отвалы обогатительной фабрики и бункер привозных руд, с шахт «Вентиляционная» и «Малеевская» взвешивается на 60-тонных автомобильных весах и опробуется на содержание металлов и определение массовой доли влаги отдельно по сортам руд участком ОТК.

Автоматизированная система обеспечивает следующие проектные требования для пробоотбора и учета на Малеевском руднике:

- автоматический отбор проб материала по времени и предоставление пробы на анализ каждый час;
- выдача отчетов о количестве материала, поставленного в каждой партии (отчеты о количестве материала за смену, сутки, наделю, месяц);

- архивация отчетов и доступ через сеть.

Основное оборудование, необходимое для системы автоматики: *InFlo* конвейерные весы; *MCS9600* пульт управления с серийной коммуникационной картой; специальная система пробоотбора *Prisecter*; система контроля *PC* (операционная система *Windows 2000*; *RS485* серийные коммуникационные порты; *ProLink* коммуникационное программное обеспечение, осуществляющее связь с *MCS9600*; *ProLog* программное обеспечение учета данных для учета проб и использования материалов; специальное программное обеспечение для контроля за пробоотбором; цифровая карта входа/выхода, которая может быть необходима для аварийных сигналов и ручного ввода).

Схема цепи аппаратов узла товарного опробования представлена на рис. 1.

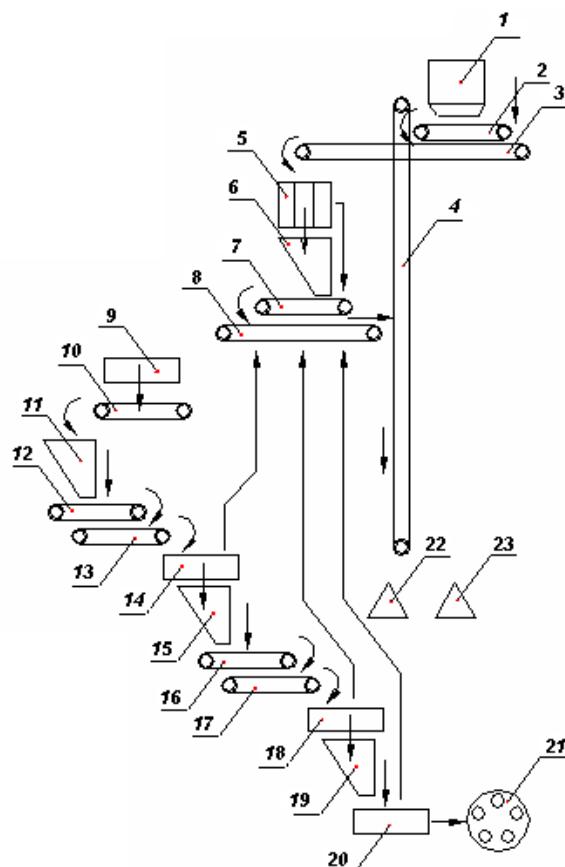


Рисунок 1 - Схема цепи аппаратов УТО Малеевского рудника: 1 – бункер; 2 – пластинчатый питатель B-1500; 3 – конвейер ленточный 2B-1400; 4 - конвейер ленточный 1B-1400; 5 – колосниковый грохот; 6 – дробилка щековая 900x1200; 7 - конвейер ленточный 3B-1400; 8 - конвейер ленточный 4B-1400; 9 – пробоотборник; 10 - вибропитатель; 11 – дробилка щековая; 12 – конвейер элеваторный; 13 – конвейер ленточный; 14 – сократитель; 15 – дробилка; 16 - конвейер элеваторный; 17 - конвейер ленточный; 18 - сократитель; 19 - дробилка; 20 - сократитель; 21 – карусель; 22 – отвал руды Cu-Zn; 23 – отвал руды Pb-Zn

Продукцией Малеевского рудника является полиметаллическая и медно-цинковая руда Малеевского месторождения. Основные параметры и характеристики согласно ТУ ФС

03-03-2004:

- массовая доля свинца не менее 0,61 % (в полиметаллической руде), не более 0,6 % (в медно-цинковой руде);
- массовая доля железа не более 18,6 %;
- массовая доля цинка, меди, бария не нормируется;
- размер куска не более 600x600x600 мм;
- влажность руды не более 6,0 %.

Технологическая схема переработки полиметаллических руд предусматривает:

- предварительное обогащение дробленой руды в тяжелой суспензии с выделением легкой фракции при содержании полезных компонентов на уровне флотационных хвостов;
- раздельную флотацию первичных шламов, отмываемых при дроблении исходной руды, и измельченной обогащенной руды;
- коллективную флотацию сульфидов из первичных шламов с подачей коллективного концентрата в рудный цикл флотации;
- флотационное разделение обогащенной руды по частично коллективно-селективной схеме с получением свинцового, цинкового, медного и пиритного концентратов и отвальных хвостов (из-за отсутствия потребителей пиритный концентрат направляется в хвосты).

В результате переработки руд получается свинцовый, цинковый и медный концентраты. Попутно основным металлам из флотационных концентратов извлекаются золото и серебро.

Сравнительные экономические расчеты результатов валовой и раздельной переработки выделенных технологических типов руд, выполненные специалистами Зыряновского ГОК, показали, что экономический эффект при раздельной переработке составляет 1,75 долл. США с 1 т руды.

В настоящее время в условиях рыночного хозяйствования особую актуальность приобретает проблема рационального использования недр.

На предприятиях АО «Казцинк» необходимо, по возможности, налаживать выпуск разнообразных конечных продуктов на основе более глубокой переработки исходного сырья и расширять рынки сбыта продукции, тем более что на горнодобывающих предприятиях соединение основного производства с переработкой отходов производства не требует крупных инвестиций. Однако анализ работы АО «Казцинк» по извлечению ценных компонентов (рис. 2) свидетельствует о низких показателях комплексного использования сырья [3].

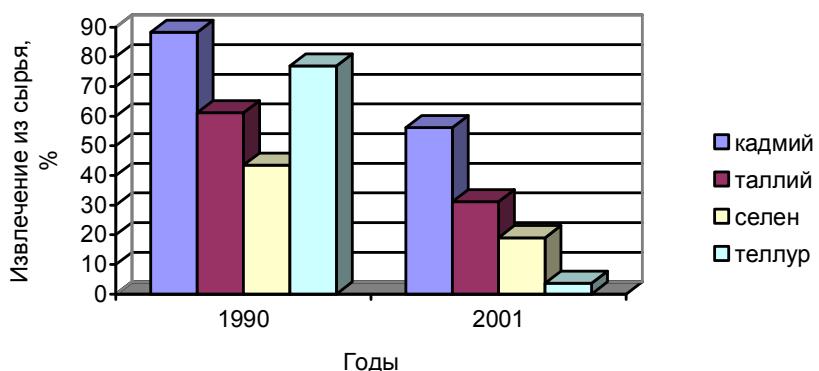


Рисунок 2 – Диаграмма извлечения некоторых ценных компонентов на АО «Казцинк»

Критерием эффективности методов разработки месторождений многокомпонентных руд, а также путей их оптимизации может служить накопленный дисконтированный поток денежных средств чистой прибыли на счету предприятия (*Cash flow*) с учетом полноты и комплексности использования полезных компонентов месторождения и отходов производства.

Если моделировать ход некоторого процесса принятия решения по рационализации методов разработки месторождений многокомпонентных руд, можно попытаться оценить каждый переход технологической системы от одной технологии к другой. Вероятности перехода p_{ij} из i -го состояния технологической системы в состояние j можно приписать некоторую оценку r_{ij} .

Оценкой будем называть математические ожидания функционалов, построенных на траекториях стохастических технологических процессов [4], в нашем случае получим

$$\max M \left\{ \frac{\sum \sum \sum Q_j(\omega, t) C_{in}(\omega) k_{izv,inj}(\omega) \mathcal{U}_i}{B(\omega) \sum \sum C_{in}(\omega) \mathcal{U}_i} \right\} = M k_{nk}(\omega, t), \quad (1)$$

$$\min M \left\{ \frac{\sum V_{nop}^1(\omega, t) (Z_1(\omega, t) - \Delta S_2(\omega, t))}{V_{nop}(\omega, t) (PZ_1(\omega, t) + H(\omega, t) - \mathcal{E}(\omega, t) + S_1(\omega, t))} \right\} = M k_{omx}(\omega, t), \quad \omega \in \Omega, t \in T, \quad (2)$$

где V_{nop}^1 – объем утилизированной в закладку породы от проходческих работ; V_{nop} – объем породы от проходческих работ, производимый на подземном руднике; t – время производства работ; i – индекс сорта основных и сопутствующих металлов; n – индекс технологического типа руд; j – индекс технологического варианта добычи, обогащения и металлургического передела; Q_{ij} – количество рудной массы, добытой по j -му технологическому варианту; C_{in} – содержание i -го металла в n -м технологическом типе руды; B – балансовые запасы отрабатываемого участка месторождения; $k_{izv,inj}$ – общее извлечение i -го металла из руды n -го технологического типа при j -м технологическом варианте; \mathcal{U}_i – стоимость i -го металла после горно-обогатительного передела; k_{omx} – ис-

пользование отходов горного производства, в частности пустой породы, от проходческих работ.

Если интерпретировать экономический смысл выигрыша, то оценкой будет доход или потери, связанные с данными стохастическими траекториями. В данной модели экономической оценкой может служить цена или единичные затраты, что позволяет производить оценку в различных ситуациях в сопоставимых единицах, в данном случае в денежных единицах. Более того, оценивание переходов от одной технологической системы к другой позволяет оценить дальнейшие развития моделируемой технологической системы и искать оптимальный путь принятия решения при выборе альтернатив.

Рассмотрим задачу поиска оптимального альтернативного решения при смене технологии в дискретном интервале времени с дискретными параметрами и с учетом дисконтирования. Такая постановка задачи несколько упрощает проблему оптимизации выбора альтернативного решения. Обозначим ожидаемый доход некоторого технологического процесса, который начался в i -м состоянии и в ходе которого применялось оптимальное решающее правило, через $f_i = \max M \left\{ \alpha k_{ik}(\omega^0, t_0) + (1-\alpha) \tilde{k}_{omx}(\omega^0, t_0) \right\}$ ($0 \leq \alpha \leq 1$, $\omega^0 \in \Omega$, $t_0 \in T$).

Здесь \tilde{k}_{omx} – функционал двойственной задачи к задаче (2) при $\omega = \omega^0 \in \Omega$, $t = t_0 \in T$.

При такой постановке задачи поиск оптимального решения осуществляется на основе единого критерия оптимальности

$$F_i \geq \left[q_i^{(k)} + \gamma \sum_{j=1}^n p_{ij}^{(k)} f_j \right], \quad (3)$$

где $F_i = \gamma \sum_{j=1}^n p_{ij}^{(k)} f_j \geq q_i^{(k)}$, $i = \overline{1, n}$, $j = \overline{1, n}$; k – индекс, относящийся к различным состояниям технологической системы; $q_i^{(k)}$ – дисконтированный доход (оценка) для альтернативы k ; $p_{ij}^{(k)}$ – вероятность перехода для альтернативы k ; n – общее число состояний технологической системы; j – дисконтированный множитель, применяемый при оценке вероятности перехода от одной технологической системы в другую.

Если функционал F выпуклый, то при данной постановке задачи при оптимальном решении неравенства (3) превращаются в равенства. Переменная искомого единого критерия, включающего в себя критерии (1) и (2), f_j является решением системы (3), причем при каждом i хотя бы для одного k выполняются равенства системы (3). Если при этом выполняется условие $F^* \prec F$, где F^* – значение функционала (3), найденного оптимального решения, то поиск оптимального решения можно свести к решению задачи линейного программирования вида $z = \sum_{j=1}^n C_j f_j \rightarrow \min$ (4)

$$\text{при } \text{условии, } \text{что } F_i - \gamma \sum_{j=1}^n p_{ij}^{(k)} f_j \geq q_i^{(k)}, i = \overline{1, n}, \quad (5)$$

где C_j – произвольные положительные коэффициенты.

Переменные F_i могут принимать не только положительные значения.

Постановка задачи (4) – (5) позволяет найти решение двойственной задачи к задаче (4) – (5)

$$\tilde{z} = \sum_i q_i^{(k)} v_{ik} \rightarrow \max \quad (6)$$

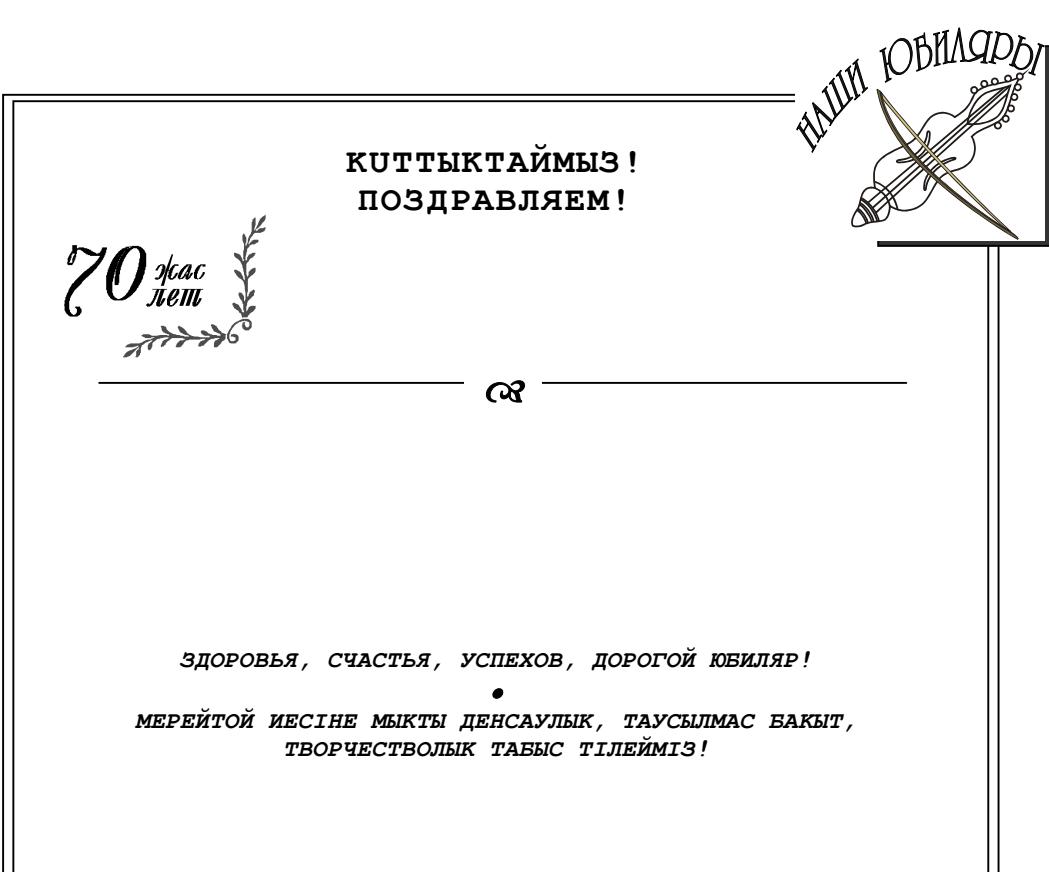
при ограничениях $z_{ij} = \sum_k v_{ik} - \gamma \sum_{i,k} p_{ij}^{(k)} v_{ik}$, $j = \overline{1, n}$, в которой неизвестной v_{ik} является

сия вероятность того, что система была в состоянии i и выбрана альтернатива k , представляет собой двойственную переменную. Она определяется как величина, которая с определенной точки зрения характеризует процесс путем добавления абсорбционного состояния с нулевой оценкой и учета возможности того, что процесс будет продолжаться и после вступления в абсорбционное состояние. Таким образом, решение данной оптимизационной задачи с учетом предложенных критериев позволяет оценить принимаемое решение и найти наилучшее альтернативное решение по совершенствованию технологии добычи руды и утилизации породы от проходческих работ, учитывая дисконтированный показатель, который может принимать как положительное, так и отрицательное значение.

Список литературы

- Городнянский И.В. О мерах по защите недр от расхищения выборочными разработками / И.В. Городнянский, Д.К. Камчыбеков // Горный журнал, 2002. - № 10. - С. 78 – 79.
- Технологическая инструкция процесса добычи руды Малеевского рудника: ЗГОК, Зыряновск, 2005. - 172 с.
- Айсаутов М. Монополистические тенденции в ГМК // Промышленность Казахстана, 2002. - № 6. - С. 38 – 39.
- Быкова И.Ю. Имитационное моделирование оптимизации производственного процесса горнодобывающего предприятия / И.Ю. Быкова, С.В. Коротеев, Ю.Н. Шапошник // Труды межд. научн.-практ. конф. «Состояние, проблемы и задачи информатизации в Казахстане», посвященной 70-летию КазНТУ им. К.И. Сатпаева и 10-летию Международной Академии Информатизации (МАИН). - Вып. I. - Алматы: РИО, 2004. - С. 231 – 234.

Получено 19.11.07



**ТАСТАНБЕКОВА
ТЕЛЬМАНА ХАЛЕЛОВИЧА,**

кандидата технических наук, профессора
кафедры технологических машин и оборудова-
ния

