



УДК 539.43:543.42:539.26:539.25

Л.А. Горбачев

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**ОЦЕНКА УРОВНЯ ПОВРЕЖДАЕМОСТИ ЦИКЛИЧЕСКИ ДЕФОРМИРУЕМЫХ МЕТАЛЛОВ
С УЧЕТОМ НОВЫХ ФАЗООБРАЗОВАНИЙ**

При циклическом нагружении некоторых металлов в равновесном состоянии (углеродистые стали, медь, поликристаллы свинца, алюминий и др.) на снимках микроструктур появляются темные образования – пятна, в начальной стадии - в виде отдельных мелких потемнений, которые в дальнейшем, особенно к началу разрушения, могут распространяться на все зерно и занимать значительную часть деформированного участка.

В данной работе анализировалась микроструктура пластинчатых образцов – сталь 08kp ($C = 0,05 \div 0,12\%$; $Mn = 0,25 \div 0,50\%$; $Si = 0,03\%$), рабочее сечение – 1×10 мм. Циклическое нагружение – знакопеременным изгибом с частотой 2800 цикл/мин проводилось на установке с постоянной амплитудой размаха. Температурно-кинетические кривые усталости (разность ТЭДС) получены автоматической записью на пирометре Н.С. Курнакова с использованием тела образца в качестве составляющего элемента дифференциальной термопары.

На рис. 1 показана кинетическая кривая усталости (сталь 08kp), на которой указаны точки наблюдения и микроструктуры, соответствующие этим точкам; штриховые линии и римские цифры на кривой – разбивка по периодам усталостного разрушения. Классификация этих периодов была предложена ранее [1].

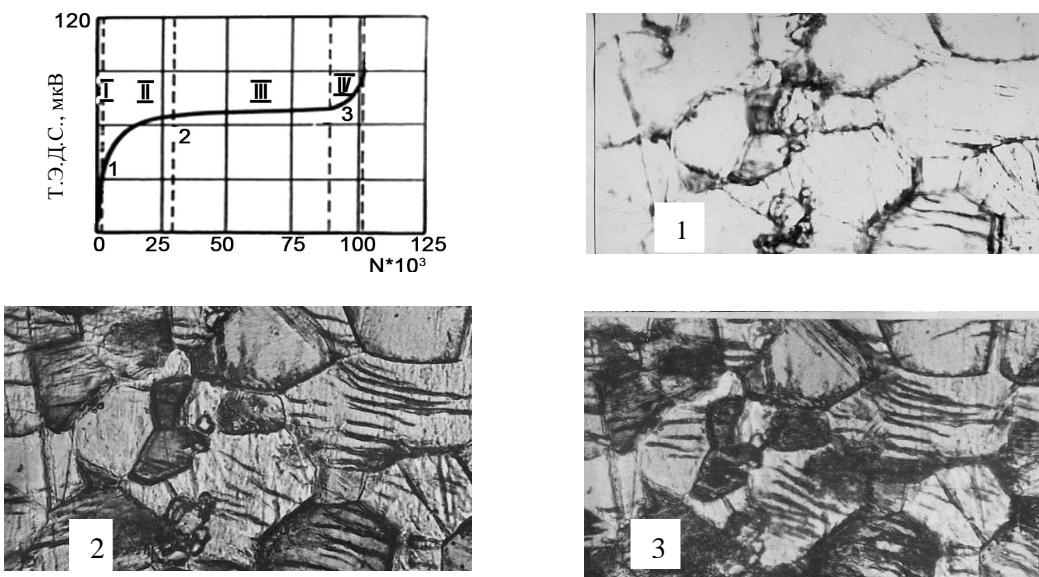


Рисунок 1 - Кинетическая кривая усталости и снимки микроструктур, соответствующих точкам

наблюдения на кривой; $\times 500$

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 3), что может свидетельствовать об исчерпании запаса пластичности и о переходе к стадии хрупкого разрушения.

В работе [1] с применением Оже-спектроскопии, рентгенодифракционного и рентгенофлюоресцентного анализа, измерения нанотвердости и электронной микроскопии, однозначно установлено, что эти образования представляют собой новые фазы (химические соединения), возникшие под воздействием циклических нагрузок. При этом рентгенодифракционный анализ показал (дифрактометр XPert PRO PANalytical), что по межплоскостным расстояниям наиболее близки соединения (фазы): карбонат железа $FeCO_3$ и оксалат железа C_2FeO_4 . На рис. 2 показан вид этих образований по полосам скольжения и в сплошном пятне.

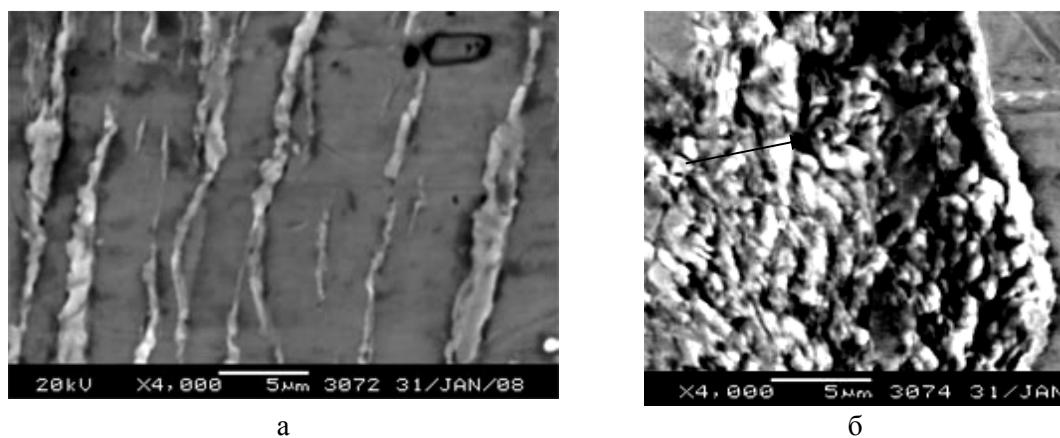


Рисунок 2 - Новые фазы – образования: а – по полосам скольжения; б – в сплошном пятне

Из данных рис. 2 видно, что эти фазы располагаются по полосам скольжения, что и объясняет увеличение их ширины в процессе циклического нагружения, а на темных пятнах они образуют сплошной массив с наличием пустот.

Выше отмечалось, что это явление наблюдается при циклическом нагружении других металлических материалов. На рис. 3 приведены некоторые примеры.

Открытое явление образования новых фаз под действием циклических нагрузок уточняет представления о процессах, связанных с усталостью, и, в частности, позволяет понимому трактовать тот или иной результат, или обнаруженное явление.

На рис. 4 показана структура из работы [2] по исследованию усталости перлитно-ферритной стали.

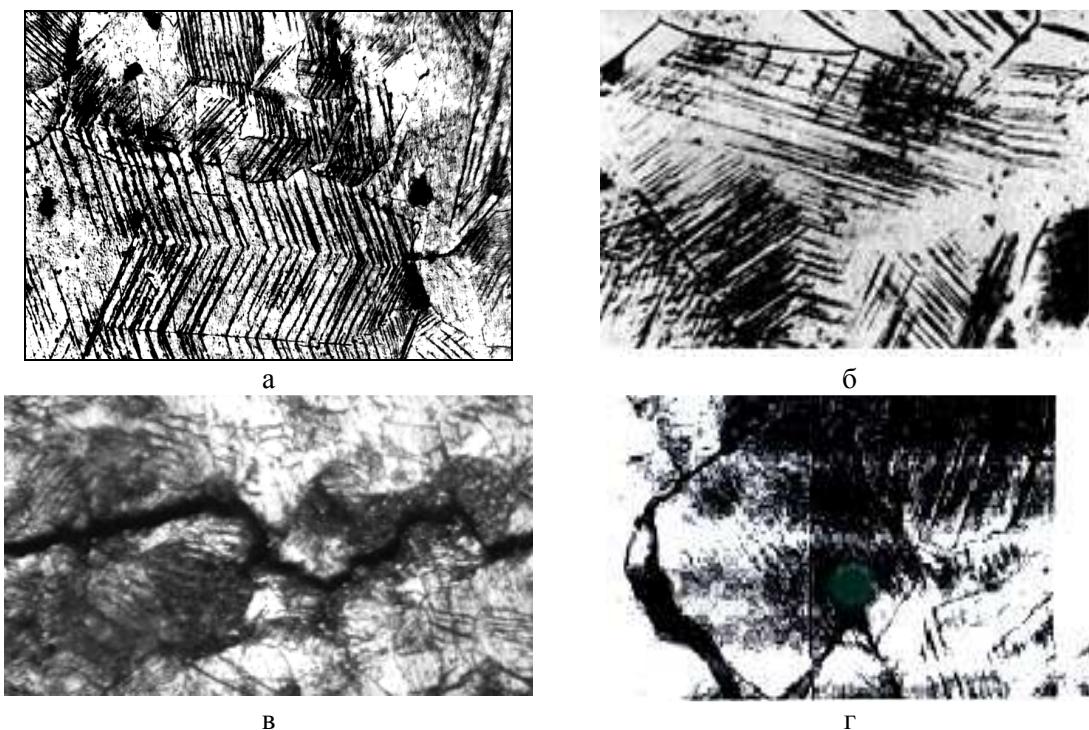


Рисунок 3 - Вид темных образований: а – медь; б – алюминий; в – сталь 08kp; г – свинец

Сопоставительный анализ этой структуры с результатами данной работы позволяет утверждать, что ферритное зерно в центре снимка «оторочено» прослойкой новых фаз, образовавшихся под воздействием циклического деформирования – совпадают даже формы и размеры отдельных частиц образовавшейся структуры (на рис. 2, б и рис. 4 отмечено стрелками).

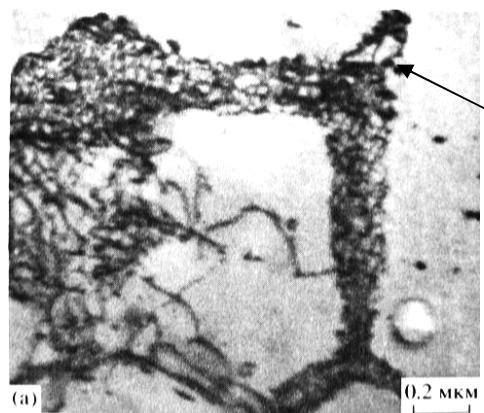


Рисунок 4 – Дислокационные сплетения в феррите [2]

На рис. 5 приведена структура циклически деформированного сплава ХН67ВМТЮ

[9].

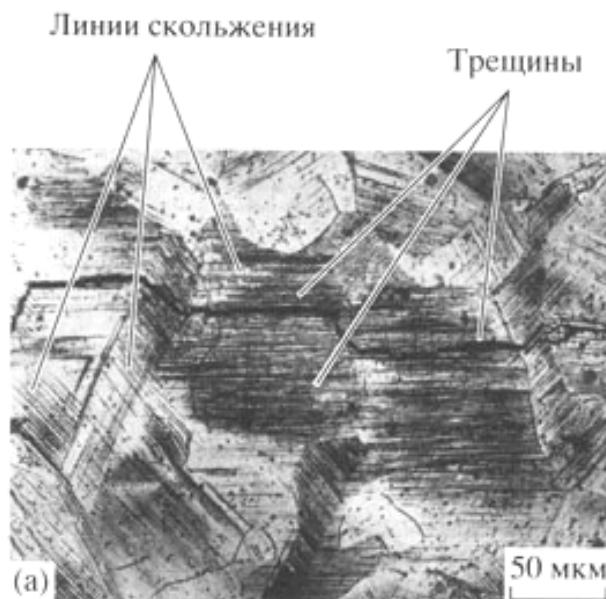


Рисунок 5 - Микрофотография поверхности образца сплава XH67VMTO [3]

Как и в предыдущем примере, сопоставительный анализ этой структуры с результатами данной работы позволяет предполагать, что собственно трещина здесь одна (магистральная, в верхней части снимка). Остальное – интенсивно деформированные зерна, прилегающие к магистральной трещине, с плотным расположением линий скольжения со следами образовавшихся новых фаз, поэтому эти зерна «потемнели».

Факт образования новых фаз подтвержден авторами работы [4] при знакопеременном изгибе фольги высокочистого алюминия А999. При этом образовалась новая фаза – химическое соединение Al-S-O-C. Трактовка авторов причин образования этой фазы: «*Наконец, еще одним проявлением «холодного» массопереноса при интенсивной пластической деформации сильнонеравновесного алюминия А999 является образование на его поверхности хрупкой пленки химического соединения. В условиях сильно выраженной кривизны экструдируемого материала образовавшаяся на его поверхности хрупкая пленка растрескивается и отслаивается. Зондовый анализ показал, что эта пленка представляет собой химическое соединение A-S-O-C. Другими словами, зона растягивающих нормальных напряжений проявляется как «насос↑», выкачивающий малорастворимые примеси на поверхность экструдируемого материала.*

Подобный эффект может развиваться при комнатной температуре только по механизму восходящего массопереноса в сильнонеравновесном материале. Квазивязкий характер экструзии материала, видимый в зоне отслоившейся хрупкой пленки, также свидетельствует о возможности эффектов восходящего массопереноса примесей на поверхность алюминия А999 в условиях его интенсивной пластической деформации».

Такая трактовка причин образования новой фазы представляется интересной, но из нее неясно – под влиянием каких факторов образовалось это химическое соединение (для чего нужны достаточно высокие температуры [1]), которое по принципу насоса перемещается на поверхность экструдируемого материала.

Таким образом, факт возникновения новых фаз в циклически деформируемых метал-

лических материалах сомнений не вызывает. Причиной этого может быть циклическое трение в плоскостях скольжения интенсивно деформируемых зерен с возможным отделением субмикроскопических частиц металла. Под воздействием высоких температур в субмикрообъемах создаются условия для химических реакций [1].

Этот факт уточняет представления о процессах, связанных с усталостью. Можно считать, что степень интенсивности этих образований предопределяет долговечность циклически деформируемого материала – является своеобразным предупреждающим сигналом. Результаты данных исследований показывают, что эти фазы надежно обнаруживаются современными измерительными средствами. А это означает, что с их использованием можно прогнозировать по этому параметру уровень работоспособности реальных деталей и конструкций. Тем более, что по другим параметрам, схожим с открытым явлением, положительные результаты уже получены [5-6].

Список литературы

1. Горбачев Л.А. Исследование структуры стали 08kp при циклическом деформировании // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. - 2009. - Т. 75. - № 1. - С. 37-40.
2. Изотов В.И. Эволюция дислокационной структуры и образование микротрешин при усталости перлитно-ферритной стали / В.И. Изотов, В.А. Поздняков, Е.В. Лукьяненко // Физическая мезомеханика. - 2008. - Т. 105. - № 5. - С. 549-559.
3. Кукареко В.А. Влияние субмикроскопической структуры на циклическую долговечность никель-хромовых дисперсионно-твердеющих сплавов // Физическая мезомеханика. - 2009. - Т. 107. - № 1. - С. 101-110.
4. Панин В.Е. Нелинейные волновые эффекты солитонов кривизны в поверхностных слоях поликристаллов высокочистого алюминия при интенсивной пластической деформации / В.Е. Панин, Т.Ф. Елсукова, В.Е. Егорушкин // Физическая мезомеханика. - 2007. - Т. 10. - № 6. - С. 21-32.
5. Сидохин Ф.А. Об определении кристаллографической ориентации монокристаллов методом Лауз / Ф.А. Сидохин, А.Ф. Сидохин, Е.Ф. Сидохин // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. - 2009. - Т. 75. - № 1. - С. 35-37.
6. Иванов А.Н. Применение дифракционных методов для технологического контроля материалов / А.Н. Иванов, Ю.Д. Ягодкин // МИГМ. - 2000. - № 8. - С. 11-15.

Получено 25.02.10

по страницам



ГРИБЫ В БЕНЗОБАКЕ

В джунглях Патагонии обнаружен микроскопический грибок, паразитирующий на деревьях и производящий для защиты от конкурентов смесь из углеводородов, низкомолекулярных спиртов и эфиров. Это практически готовое биогорючее для двигателей внутреннего сгорания. Если выращивать грибок в биореакторах на целлюлозе (отходах сельского хозяйства, деревообрабатывающей и бумажной промышленности), горючее удастся получать в больших масштабах. Не исключено, что, используя методы генной инженерии, биологи смогут еще увеличить выход топлива.

УДК 621.762

А.В. Горбушин

ТОО НПО «УМЗ-Инжиниринг», г. Усть-Каменогорск

Ю.Г. Русин, Г.М. Шевченко

АО «УМЗ», г. Усть-Каменогорск

Б.В. Сырнев

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕГЛАМЕНТА ФОРМОВАНИЯ
НА КАЧЕСТВО ИЗДЕЛИЙ ИЗ ДИОКСИДА УРАНА**

Часть 3

При формировании ядерного горючего из порошков диоксида урана могут возникать нарушения сплошности – трещины, которые приводят к браку и повышению себестоимости изделий. В ранее опубликованных работах обоснован скоростной регламент прессования и профиль внутренней полости матрицы для формования [1, 2]. Тем не менее, на определенных режимах формования при последующем выталкивании таблеток на торцах образуются трещины, приводящие к сколам со стороны выталкивающего (нижнего) пуансона (рис. 1). Для выявления причин образования указанных дефектов были проведены экспериментально-аналитические исследования схемы напряженного состояния вблизи торцов таблетки при выталкивании её из матрицы после прессования.

В заключительной стадии прессования, после сброса давления, происходит частичная упругая разгрузка таблетки, ограниченная остаточными сжимающими напряжениями со стороны матрицы и силами трения вдоль внутренних стенок матрицы. В результате торцевые поверхности искривляются и становятся выпуклыми (рис. 2). Была проведена оценка напряженного состояния методом линий скольжения с использованием методик [3]. Осесимметричное сжатие матрицей таблетки обуславливает неравномерное напряженное состояние, при котором имеются слабо напряженные зоны (по торцам), контактирующие с сильно напряженными – по линиям максимальных касательных напряжений ОВС (рис. 2, а). Указанные линии составляют угол φ и φ_2 со стенкой матрицы и отражают характеристики межчастичного трения и трения о стенки матрицы, которое в свою очередь определяется видом и количеством связки, а также морфологией частиц порошка. При разгрузках с высоких давлений прессования уже на этой стадии могут образовываться трещины и



Рисунок 1 – Торцевой скол на торце спрессованной на роторной линии «РТЛ» таблетки из порошка диоксида урана со стороны выталкивающего пуансона

отслоения торцов в случае, если максимальные касательные напряжения превышают предел прочности «сырой» отпрессованной таблетки. В реальных условиях на указанное напряженное состояние накладываются напряжения, создаваемые выталкивающим пуансоном (рис. 2, в).

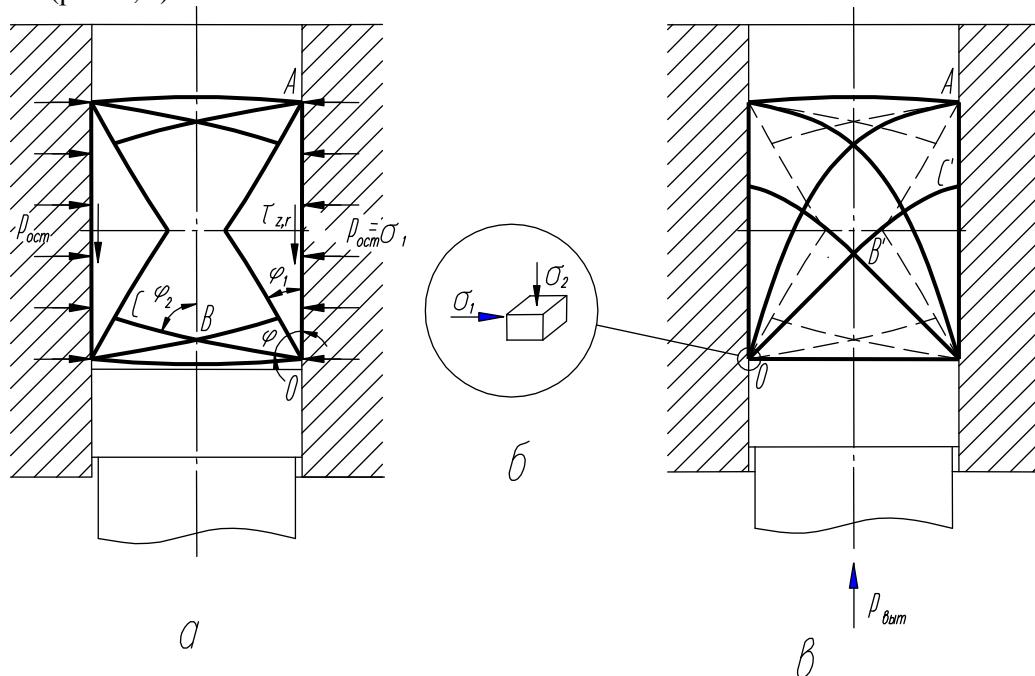


Рисунок 2 – Поле линий скольжения в таблетке после разгрузки (а) и в начальной стадии выталкивания (в); схема действия главных напряжений в элементарной площадке в точке О

В результате образуется опасная зона, прилегающая к углам таблетки, с высокой интенсивностью касательных напряжений. С определенной степенью достоверности можно принять, что эта зона находится в плоском напряжённом состоянии и нагружена остаточным напряжением сжатия со стороны матрицы и напряжением выталкивания (рис. 2, б).

Методика работы состояла в расчете максимальных касательных напряжений в углах, прилегающих к торцам таблетки, в зависимости от давления прессования таблеток, сравнении полученных расчетных значений с экспериментальными данными по прочности «сырых» таблеток и разработке предложений по регламенту прессования без нарушения сплошности прессовок, т.е. использовании противодавления при выталкивании.

Для плоского и осесимметричного напряжённого состояния максимальное касательное напряжение в точке O (рис. 2), можно определить из выражения [3]:

$$\tau_{\max} = 1/2(\sigma_1 - \sigma_2),$$

где σ_1 - остаточное боковое давление, σ_2 - давление выталкивания.

Остаточное боковое давление σ_1 рассчитывалось по величине упругого расширения таблетки после прессования и выталкивания, а давление выталкивания σ_2 определялось экспериментально.

Результаты экспериментов и численных исследований сведены в таблице.

Результаты экспериментальных измерений и расчётов при прессовании порошков диоксида урана

№ п/п	Давление прессования, МПа	Высота таблетки, мм	Диаметр таблетки после выталкивания, мм	Плотность таблетки, г/см ³	Диаметральное упругое расширение, %	Осевое упругое расширение, %	Боковое давление, МПа	Остаточное боковое давление, МПа	Давление выталкивания, МПа	Критическое касательное напряжение разрушения прессовки, МПа	Максимальные касательные напряжения в точке О, МПа
1	100	17	14,119	5,936	0,78	2,56	23	9,24	5,57	2,45	1,84
2	150		14,135	6,10	0,89	2,57	36,75	15,92	20,01	2,82	-2,05
3	200		14,148	6,214	0,99	3,01	52	21,57	26,90	3,18	-2,67
4	300		14,163	6,41	1,09	3,18	87	36,85	54,40	3,90	-8,78
5	400		14,175	6,552	1,18	3,3	124	53,84	86,96	4,63	-16,56
6	500		14,18	6,686	1,21	3,37	175	76,28	109,2	5,35	-16,47

Примечание. Изменение знака при максимальном касательном напряжении связано с изменением направления действия напряжения

В дальнейшем были произведены численные исследования и определение максимальных касательных напряжений при выталкивании с противодавлением. Регламент противодавления состоял в том, что после завершения прессования с верхнего пуансона давление снималось не мгновенно, как при обычном прессовании, а регламентировано, так чтобы разность давлений между нижним и верхним пуансоном составляла значение, равное давлению выталкивания. В этом случае таблетка выталкивается, находясь в состоянии трехосного сжатия до момента «выхода» из матрицы, когда полностью снимается давление с верхнего пуансона. Данный момент считается опасным, так как скачкообразно повышается «жесткость» напряженного состояния, поэтому численные исследования были проведены для указанного положения таблетки. Расчеты были проведены как для одноконусной, так и для двухконусной матриц, профиль которых обоснован в работе [2].

На основании полученных результатов построены графические зависимости величин напряжений от давления прессования (рис. 3).

Анализ полученных зависимостей показывает, что, начиная с давления прессования 250 МПа, касательные напряжения, возникающие в таблетке при выталкивании, превышают ее прочностные характеристики и возникают условия для образования трещин как для случая выталкивания таблетки без противодавления (кривая 1, рис. 3), так и в случае выталкивания с противодавлением из двухконусной матрицы (кривая 2, рис. 3).

Наиболее эффективно использование противодавления при выталкивании применительно к одноконусной матрице. В этом случае в момент снятия давления с верхнего пуансона (прекращение действия трехосного сжатия) таблетка оказывается полностью разгруженной и касательные напряжения при дальнейшем выталкивании близки к нулю (линия 4, рис. 3).

Для практической реализации разработанного регламента выталкивания с противодавлением была предложена и испытана схема модернизации управления роторным прессом, предусматривающая определенную связь в работе клапанных механизмов, регулирующих давление в гидроцилиндрах верхнего и нижнего пуансонов (рис. 4).

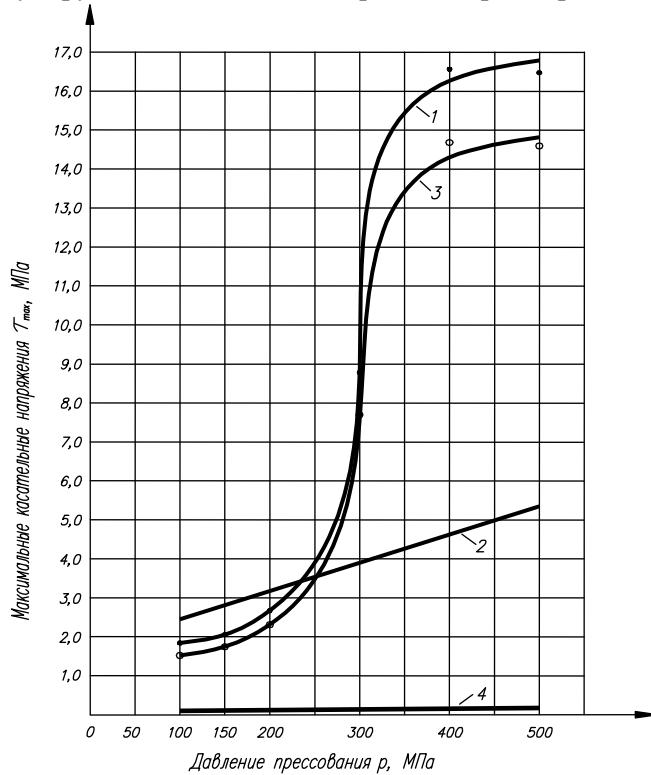


Рисунок 3 – Зависимость максимальных касательных напряжений от давления прессования: 1 – без применения противодавления; 2 – касательные напряжения разрушения прессовки, 3 – при применении противодавления в двухконусной матрице; 4 – при применении противодавления в одноконусной матрице

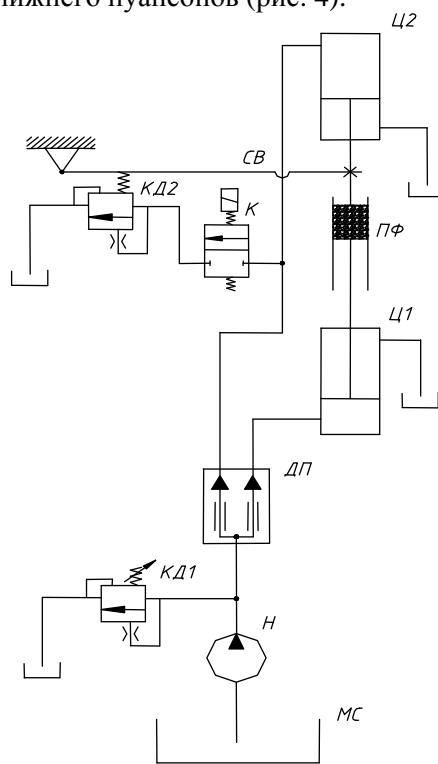


Рисунок 4 – Гидравлическая схема управления гидроцилиндрами пуансонов при прессовании и выталкивании

Указанная схема должна работать следующим образом: насос H , установленный на маслостанции MC , создаёт давление рабочей жидкости и подаёт её в момент прессования через делитель потока на нижний $Ц1$ и верхний $Ц2$ гидроцилиндры. Давление прессования в данный момент устанавливается при помощи клапана давления $KД1$. После прессования к верхнему гидроцилиндру $Ц2$ при помощи клапана K подключается клапан давления $KД2$. Данный клапан настроен на давление срабатывания, которое по величине меньше давления прессования на величину, несколько большую, чем давление выталкивания. Под действием разности давлений на верхнем и нижнем гидроцилиндрах, прессовка перемещается вверх, расширяясь в диаметральном направлении по мере увеличения диаметра отверстия матрицы $ПФ$. Для того чтобы не наступило разрушение прессовки, давление на верхнем пуансоне должно снижаться по величине, пропорциональной величине увеличения диаметра отверстия матрицы. Для этого в данной схеме управления существует механизм $СВ$, управляющий давлением на верхнем пуансоне, в соответствии

с перемещением штока верхнего гидроцилиндра. Перемещение штока увязано с величиной конусности отверстия матрицы. В момент выхода торца таблетки из матрицы верхний пуансон отрывается от нее и ускоренно двигается вверх.

При данной схеме управления выполняется неравенство

$$p_{\text{нром}} \leq (p_{\text{в}} - p_{\text{выт}}) \cdot \frac{\Delta r_{\text{max}} - \Delta r_{\text{min}}}{\Delta r_{\text{max}}}.$$

Настройка клапана давления КД2 и регулирование в процессе выталкивания должно осуществляться из условия

$$\tau = \frac{\sigma_{\text{бок}} - \sigma_{\text{верх}}}{2} \triangleleft \tau_{\text{разр}}.$$

Если соотношение давлений будет осуществляться в пределах только что указанных, то разрушения прессовки при выталкивании не должно наступить.

Таким образом, в работе:

- обосновано техническое предложение о целесообразности использования противодавления при выпрессовке таблеток ядерного топлива из порошков диоксида урана;
- предложена модернизированная система управления роторной линией «РТЛ», испытывавшая на макете, обеспечивающая устранение трещин на торцах таблеток во всем рабочем диапазоне давлений прессования.

Список литературы

1. Горбушин А.В. Исследование влияния регламента прессования на качество изделий из диоксида урана / А.В. Горбушин, Б.В. Сырнев, Ю.Н. Русин // Вестник ВКГТУ. – 2008. – № 4. – 2008. – Усть-Каменогорск, 2008. – ч. 1.
2. Горбушин А.В. Исследование влияния регламента прессования на качество изделий из диоксида урана / А.В. Горбушин, Б.В. Сырнев, Ю.Н. Русин, Г.М. Шевченко // Вестник ВКГТУ. – 2009. – № 4. – Усть-Каменогорск, 2009. – ч. 2.
3. Пелерман В.Е. Формование порошковых материалов. – М.: Металлургия, 1979.

Получено 10.04.10

УДК 553.411 (574.4)

Б.А. Дьячков, З.И. Черненко, Н.П. Майорова, О.Н. Кузьмина, Б.Б. Рахимбаева
ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Усть-Каменогорск

К ПРОБЛЕМЕ ЗОЛОТОНОСНОСТИ ЗАЙСАНСКОЙ СУТУРНОЙ ЗОНЫ ВОСТОЧНОГО КАЗАХСТАНА

По новым геодинамическим реконструкциям в региональном плане устанавливается закономерная приуроченность собственно золоторудных месторождений изучаемого региона к Зайсанской сутурной зоне, сформированной в центральной части Большого Алтая в процессе коллизионного сдвижения и сстыковки Казахстанского микроконтинента и Горноалтайской окраины Сибирской платформы (C_1-C_3). В процессе сложного геодинамического развития в сутурной зоне локализовался Чарско-Горностаевский оphiолитовый пояс планетарной ранговости, фиксирующий зону мантийного глубинного разлома (надвига) или сутурный тектонический шов. Его юго-восточное продолжение дугообразной формы огибает с юга Сибирскую платформу и фиксируется в структуре Центрально-

Азиатского пояса. Это нашло отражение на новой тектонической карте Центральной Азии масштаба 1:2 500 000, которая демонстрировалась на Международном геологическом конгрессе в Норвегии (6-14 августа 2008 г). Такая региональная позиция Зайсанской сутурной зоны раскрывает новые возможности для прогнозирования и поиска здесь новых месторождений золота и возможно других полезных ископаемых (Cr, Ni, Co, Hg, Pt и др.), особенно на её флангах, закрытых чехлом рыхлых отложений.

По металлогеническому районированию Зайсанская сутура объединяет геологические структуры Чарской зоны и Западной Калбы. Основные геолого-промышленные типы месторождений сосредоточены в Западно-Калбинском поясе [2, 3, 5]. Их размещение приведено на рис. 1.

Западно-Калбинский золоторудный пояс размещается в центральной части Большого Алтая, имеет региональное развитие (длина более 800 км, ширина 20-40 км) и занимает диагональное положение относительно структур алтайского северо-западного направления. Сформировался в коллизионной обстановке во фронтальной части Горноалтайской континентальной окраины. Активизация глубинных разломов (в режиме переменного сжатия – растяжения с элементами вращения) сопровождалась внедрением золотоносных малых интрузий и даек габбро-диорит-гранодиорит-плагиогранитовой серии (C_{2-3} - C_3). Для концентрации золотого оруденения благоприятны рудовмещающие отложения повышенной карбонатности и углеродистости (аркалыкская $C_1 v_{2-3}$, буконьская C_{2-3} свиты). Установлено распределение золоторудных объектов на трёх рудоносных геохронологических уровнях: 1) островодужный $D_3 fm$ - $C_1 v_{2-3}$, 2) предколлизионный $C_1 s$ и 3) коллизионный C_2 - C_3 .

Рассматриваемый пояс объединяет важнейшие золотоносные структуры региона - Западно-Калбинскую и Жанан-Боко-Зайсанскую золоторудные зоны, многие рудные узлы, рудные поля и месторождения суздальского, кулуджунского и бакырчикского типов (рис. 1). Среди них бакырчикский тип золото-сульфидно-углеродистой формации характеризуется высокой продуктивностью, объединяя ряд промышленных месторождений в Кызыловской зоне смятия (Бакырчик, Большевик, Глубокий Лог и др.). Практическое значение имеет и суздальский тип золотосульфидно-кварцевой формации, представленный минерализованными зонами дробления в тектонически нарушенных карбонатно-терригенных толщах (месторождения Сузdalское, Мираж и др.) и имеющий определённое сходство с известным «карлинским типом» золотого оруденения в карбонатных породах.

При оценке перспектив территории учитывались обобщающие прогнозно-металлогенические работы прошлых лет, а также новые металлогенические реконструкции, факторы и критерии, благоприятные для прогноза и поиска золоторудных месторождений. В результате исследований в Зайсанской сутурной зоне прогнозируются следующие типы месторождений золота.

Золото-сульфидный прожилково-вкрашенный (суздальский) тип. Относится к нетрадиционному типу золотого оруденения, проявленному в карбонатно-терригенных формациях островодужного типа ($D_3 fm$ - $C_1 v_{2-3}$). Последние при активизации тектонических движений в стадию герцинской коллизии подверглись гидротермально-метасоматическим преобразованиям в складчато-меланжевых, покровно-надвиговых и разрывных структурах, а также в контактах с золотоносными малыми интрузиями и дайками кунушского комплекса (C_3). Эти процессы сопровождались привносом рудоносных флюидпотов и образованием золоторудных месторождений апокарбонатного (золотоджасперо-

идного) типа (Сузdalьское, Мираж и др.).

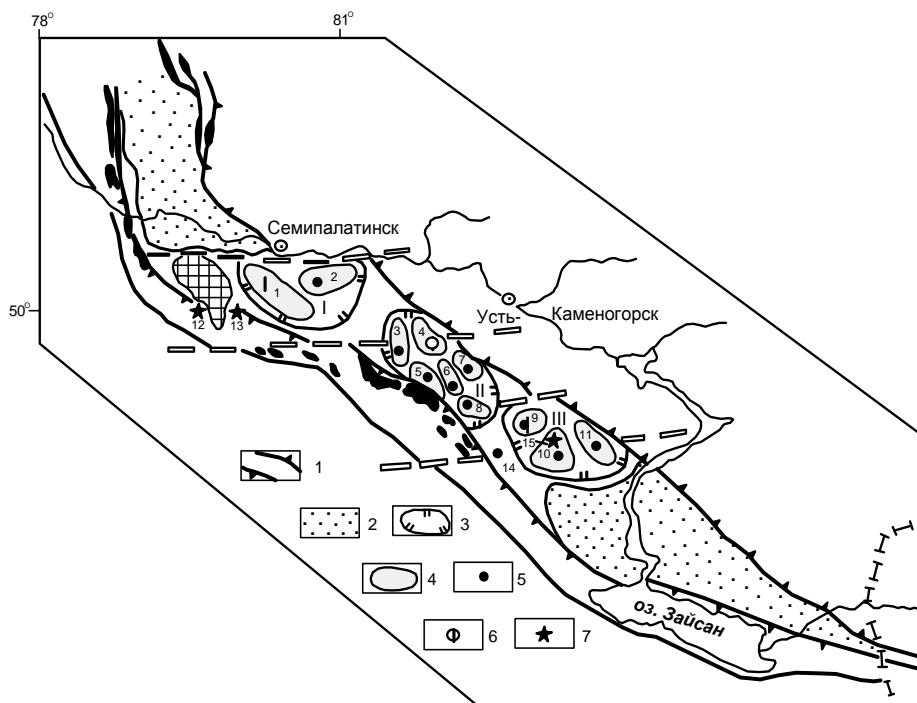


Рисунок 1 - Районирование Западно-Калбинского золоторудного пояса [3]: 1 - граница золоторудного пояса; 2 - рыхлый четвертичный покров кварцевая; 6 - золото-мышьяково-углеродистая; 3 - граница рудного района; 4 - граница рудного узла; 5-7 - рудные формации; 5 - золото-кварцевая; 6 - мышьяково-углеродистая; 7 - золото-сульфидно-кварцевая апокарбонатная.
Рудные районы: I - Мукурский, II - Бакырчикский, III - Кулуджунский.
Рудные узлы: 1 - Мукурский, 2 - Кедейский, 3 - Эспе, 4 - Бакырчикский, 5 - Сарытау, 6 - Казан-Чункур, 7 - Канайка, 8 - Жантас, 9 - Сентас, 10 - Джумба, 11 - Кулуджун.
Рудные объекты: 12 - Мираж, 13 - Сузdalьский, 14 - Баладжал, 15 - Байбура

Геолого-генетическая модель рудообразования определяется как гидротермально-метасоматическая, обусловленная формированием золотоносных минерализованных зон в тектонически нарушенных карбонатно-терригенных породах аркалыкской свиты (C_1V_{2-3}) в результате процессов кремнисто-железистого метасоматоза. Ведущим фактором, определяющим развитие золотоносных метасоматитов, является приуроченность их к зонам высокой тектонической активности, а также резкое изменение режима кислотности-щелочности в карбонатной среде, обусловившее подвижность элементов (Si, Ca, Na, K, Au, As и др.). При этом «базовой золотоматеринской» является вулкано-терригенная формация D_3-C_1V (по А.М. Мыснику), а рудогенерирующей - плагиогранит-гранодиоритовая малых интрузий и даек (кунушский комплекс C_3). Метасоматоз осуществлялся под влиянием поступающих газовых и газово-жидких экскальаций углекислотно-калиевого и сероуглекислотно-натриевого состава [2].

Химический состав газово-жидких включений из кварца бурых железняков соответствует калиево-натриево-гидрокарбонатному (с F и Cl) типу растворов. По значению pH это были умеренно кислые растворы. По результатам термовысвечивания рудоносный кварц из джаспероидов образовался при $t=250\div350$ °C и характеризуется высокими зна-

чениями интенсивности высвечивания (900-1500 усл. ед.), что существенно отличает его от безрудного жильного кварца (25-100 усл.ед.), развитого в осадочных породах. Наличие в растворах ионов Ca^{2+} F^- способствовало образованию флюорита, залежи которого известны на месторождении Каражал и участке Койтас.

Рудные тела представлены прерывистыми минерализованными зонами, гнездами, жилами и штокверками с вкрапленностью золотоносных сульфидов (в основном пирита, арсенопирита, реже антимонита). Золото свободное мелкое, субмикроскопическое и невидимое тонкодисперсное в арсенопирите и пирите [4]. Содержание его в рудах изменчивое, составляет в коренных породах и корах выветривания в среднем 8-10 г/т. Сузdalское месторождение имеет промышленное значение и разрабатывается. По ряду основных признаков оно сближается с известным мировым «карлинским типом» крупных промышленных месторождений: а) тесная пространственная приуроченность руд к карбонатным породам; б) генетическая связь золота с малыми интрузиями и дайками; в) однотипный характер измененийrudовмещающих пород (железисто-кремнистый метасоматоз, джаспероидное окварцевание, аргиллитизация и др.); г) близость минералогического состава, средних содержаний золота и др. [6]. Это в изучаемом регионе новых золоторудных месторождений апокарбонатного (золотоджаспероидного) типа.

Золото-кварцевый (кулуджунский) тип объединяет многочисленные мелкие месторождения и рудопроявления, представленные кварцевыми и кварц-карбонатными жилами, реже минерализованными зонами и штокверками (Кулуджун, Сенташ, Джумба, Лайлы и др.). Пространственно они размещаются в малоуглеродистой граувакковой формации междугловых прогибов (аганактинская свита C_1S). Золотое оруденение генетически связано с малыми интрузиями и дайками плагиогранит-гранитовой формации (C_3). Рудные тела контролируются разрывными нарушениями и трещинными системами, оперяющими региональные разломы в надвиговых и складчатых структурах. Они образуют отдельные плитовидные, челночные жилы, жильные зоны с переходами в прожилковые, штокверковые, реже вкрапленные зоны. Протяженность жил меняется от 50-100 до 1000-1200 м, на глубину они прослежены до 50-70 м от поверхности при мощности от 2-10 см до 1-3 м.

Руды содержат бедную вкрапленность пирита, халькопирита, галенита, антимонита, золота и других минералов. Золото свободное, распределение его в жилах мелкогнездовое и кустовое, иногда столбовое. Пробность золота обычно в пределах 750-860. Рудоотложение происходило из среднетемпературных (270-340 °C) газово-жидких и существенно жидких (180-260 °C) водных растворов. Зональность проявляется развитием в верхних частях жильных зон халцедоновидного кварца и золото-сурьмяной минерализации. По запасам золота объекты мелкие (первые тонны), они являлись коренным источником россыпей золота, отрабатывались до глубины 50-150 м. В настоящее время на ряде объектов возобновляются добычные работы.

Золото-кварцевая березитовая формация по характеру оруденения близка к золото-кварцевой формации, но отличается от нее пространственным расположением рудных тел в измененных интрузивных породах - диориты, гранодиориты, плагиограниты и др. (Бала-жал, Ска, Кедей и др.). Характеризуется сочетанием жильного и штокверкового типа золотого оруденения в березитах. Наиболее перспективны апикальные зоны слабо вскрытых гранитоидных массивов, подверженных альбитизации, серicitизации и окварцеванию. В настоящее время отдельные объекты отрабатываются (Балажал, Мукурская группа).

Золото-мышияково-углеродистый (бакырчикский) тип охватывает наиболее крупные по запасам золота месторождения Западной Калбы (Бакырчик, Большевик, Глубокий Лог

и др.), детально охарактеризованные в работе [1]. Месторождения локализованы в Кызыловской зоне смятия широтного простирания. Рудовмещающими являются отложения молассовой лимнической угленосной формации (буконьская свита C_{2-3}), подверженные интенсивным динамометаморфическим и гидротермально-метасоматическим изменениям в зоне глубинного разлома-надвига.

Рудные тела (типа минерализованных зон) представлены перемятыми, раздробленными и окварцованными осадочными породами с обильной вкрапленностью золотоносного пирита и арсенопирита. Фиксируются минерализованными зонами, линзовидными залежами, штокверками и жилами. Мощность их варьирует от 0,6 до 20 м. Пологозалегающие залежи прослежены по падению на 1700 м. Главные рудные минералы - пирит, арсенопирит и золото; второстепенные минералы - марказит, антимонит пирротин и др. Жильные представлены кварцем, карбонатом, углеродистым веществом и другими минералами.

Руды «упорные» с трудноизвлекаемым тонкодисперсным золотом, содержание которого изменяется в широких пределах (от 0,2 до 60 г/т), а в среднем составляет 8-9 г/т. Золото имеет двойственную природу: 1) раннее сингенетичное в черносланцевой толще повышенной углеродистости, подверженное последующей мобилизации под влиянием термальных агрессивных растворов и 2) позднее, ювенильное, связанное с рудоносными флюидами гранитоидов кунушского комплекса. Месторождения имеют важное промышленное значение.

Золото-ртутный (чарский) тип в зоне Чарского глубинного разлома представлен золото-киноварным оруднением в лиственитах, тесно ассоциирующим с серпентинизированными гипербазитами докембрия, а также кварц-карбонат-киноварной минерализацией в известняках аркалыкской свиты. К ней относятся Чарская группа золото-ртутных проявлений (Кызыл-Чар, Веро-Чар, Тиес и др.), детально описанных в работах Е.А. Флерова, Ю.Б. Генкина и других исследователей. Киноварная минерализация концентрируется в контактах серпентинитов с вмещающими породами, иногда по разломам проникает в известняки (рудопроявление Бармак). Золото-ртутное оруднение пространственно связано с гипербазитами, имеет, вероятно, метаморфогенно-регенерационное происхождение в процессе коллизионного сжатия сутурной зоны. Возраст, генезис и практическая значимость оруднения нуждается в уточнении.

В результате исследований составлена сводная прогнозная карта Зайсанской сутурной зоны масштаба 1:500 000, а также более детальные карты-врезки по перспективным площадям и участкам. Произведена прогнозная оценка ресурсов золота и сопутствующих компонентов в основном по категориям P_2 и P_3 . На северо-западном фланге Зайсанской сутурной зоны, на продолжении Мукурской, Сузdal'ской, Жананской, Кемпирской и Горностаевской рудных зон, прогнозируются площади для глубинного геологического картирования. Здесь ожидается обнаружение золоторудных объектов сузdal'sкого и жананского типов (коренных и в корах выветривания). В центральной части сутуры, в пределах развития олистостромовых меланжированных пород аркалыкской свиты и зон лиственитизации с ртутной и золото-сульфидной минерализацией, прогнозируются объекты сузdal'sкого и чарского типов.

В Западно-Калбинской зоне увеличение прогнозных ресурсов золота ожидается в Бакырчикском рудном районе, а также на участках Кулуджун, Джумба и Балажая. На юго-восточном фланге Зайсанской сутуры выделяются площади для глубинного геологического картирования с целью выявления месторождений золота жананского типа (участок Карабирк и др.).

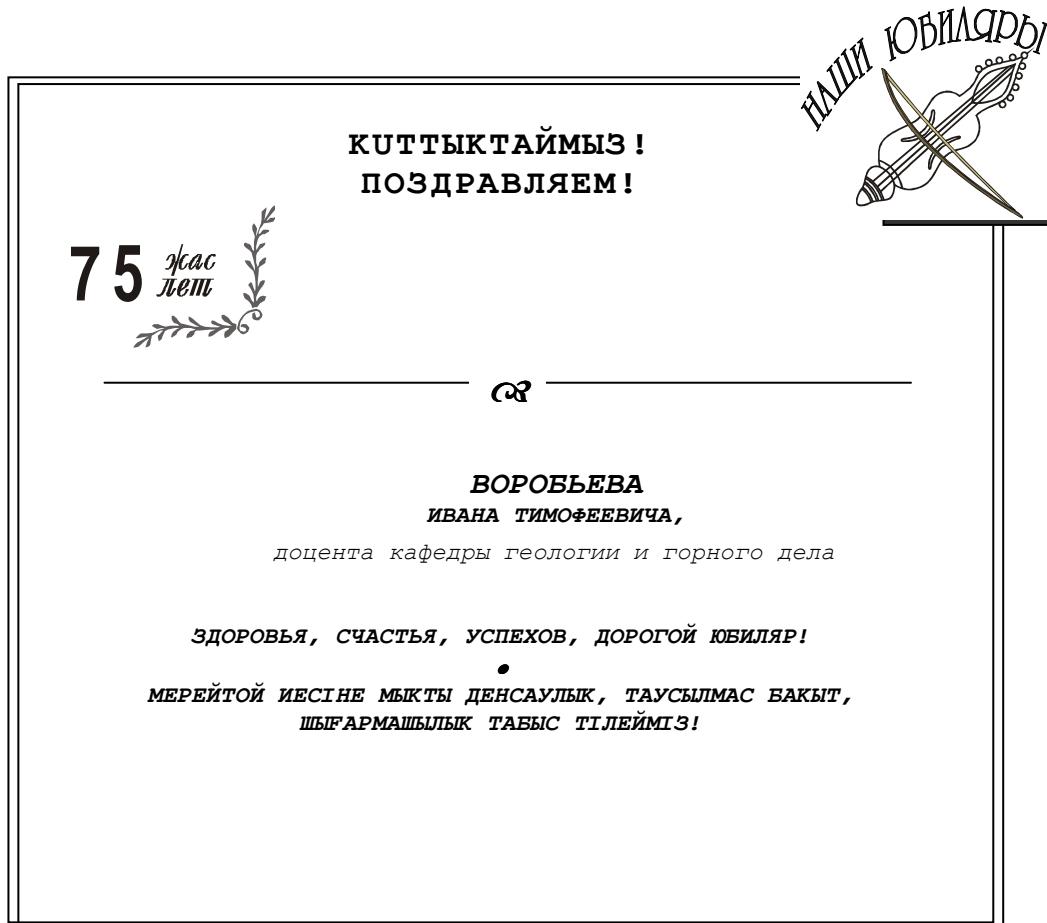
Таким образом, в результате исследований в регионе прогнозируются ведущие типы

оруденения: золотосульфидный прожилково-вкрапленный (сузdalский, аналог «карлинского типа»), золото-мышьяково-углеродистый, связанный с молассовой формацией «черносланцевого типа», а также золото-кварцевый (кулуджунский), ассоциирующий с малоуглеродистыми грауваковыми отложениями. Авторы надеются, что реализация прогнозов будет способствовать укреплению сырьевой базы для золотодобывающей промышленности Восточного Казахстана.

Список литературы

- Нарсеев В.А. Бакырчик (геология, геохимия, оруденение) / В.А. Нарсеев, Ю.В. Гостев, А.В. Захаров / Отв. ред. В.А. Нарсеев - М.: ЦНИГРИ, 2001. - 174 с.
- Щерба Г.Н. Большой Алтай (геология и металлогенез). Кн. 2: Геологическое строение / Г.Н. Щерба, Б.А. Дьячков, Н.И. Стучевский. - Алматы: Фылым, 1998. - 304 с.
- Дьячков Б.А. Рудные пояса Большого Алтая и оценка их перспектив / Б.А. Дьячков, Д.В. Титов, Е.М. Сапаргалиев //Геология рудных месторождений. - 2009. - Т. 51. - № 3. - С. 222-238.
- Калинин Ю.А. Золото коры выветривания Сузdalского месторождения (Казахстан) / Ю.А. Калинин, К.Р. Ковалев, Е.А. Наумов, М.В. Кириллов //Геология и геофизика. - 2009. - Т. 50. - С. 241-257.
- Малыгин А.А. Золоторудные пояса Восточного Казахстана и их прогнозная оценка / А.А. Малыгин, Б.А. Дьячков //Вестник ВКГТУ. - 2000. - № 3. - Усть-Каменогорск, 2000. - С. 6-10.
- Рафаилович М.С. Золото недр Казахстана: геология, металлогенез, прогнозно-поисковые модели. - Алматы, 2009. -304 с.

Получено 05.04.10





УДК 622.013.34

А.А. Жанбатыров

АО «Центр инжиниринга и трансфера технологий», г. Астана

**АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ЖАЙРЕМСКОГО ГОКА
ПО ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИМ И БАРИТ-ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИМ РУДАМ**

На балансе АО Жайремский ГОК на 01.01.2009 г. имеются следующие суммарные запасы полиметаллических и барит-полиметаллических руд, которые числятся на государственном балансе ГКЗ РК и приведены в табл. 1 [1-3].

Таблица 1
*Общие запасы полиметаллических и барит-полиметаллических руд
АО Жайремский ГОК*

Месторождение, участок	Запасы балансовых руд, млн.тонн	Примечание
Жайрем, участок Дальнезападный	32,2	Открытая добыча
Жайрем, участок Западный	20,5	Открытая добыча
Жайрем, участок Восточный	134	Подземная добыча
Ушкатьин-III	5,8	Открытая добыча
	36,2	Подземная добыча
Ушкатьин-1	18,6	Открытая добыча
Итого	247,3	

Участок Дальнезападный. Природные и технологические типы руд.

На участке выделяются четыре технологических типа: полиметаллический, барит-полиметаллический, монобаритовый и цинковый карбонатный. Из них наибольшим распространением пользуются первый (более 70 %) и второй (27 %) типы, слагающие практически все балансовые запасы участка [1]. По условиям подсчета запасов последний тип руд отнесен к забалансовым (табл. 2).

Таблица 2
Природные и технологические типы

Основные природные типы руд	Технологические типы
1. Пирит-сфalerитовые руды в углисто-карбонатно-кремнистых известняках	1 Полиметаллический (безбаритовый свинцово-цинковый)
2 Сфalerит-галенит-баритовые руды в известняках	2 Барит-полиметаллический (баритсодержащий свинцово-цинковый)
3 Баритовый	3 Монобаритовый
4 Цинк-олигонитовые руды в глинисто-кремнистых породах	4 Трудно- и необогатимый цинковый карбонатный

Барит-полиметаллические руды являются более легкообогатимыми в сравнении с полиметаллическими. Эти руды по данным химических анализов имеют барит-кремнисто-карбонатно-силикатный состав.

Основными полезными минералами руд являются: сфалерит, галенит, барит; в незначительном количестве присутствуют: пирит, гематит, гидроксиды железа, халькопирит, блеклая руда; в единичных зернах присутствуют борнит и ковеллин.

Породообразующие минералы представлены кварцем, карбонатом, гидрослюдой, редко встречается хлорит.

Основным рудным минералом является барит, сложенный жильным баритом белого, голубоватого, серого цветов. Суммарное содержание сульфидных минералов не превышает 0,5 %.

Результаты фазовых анализов различных типов руд показывают (табл. 3), что наиболее значимым параметром для извлечения металлов является сульфидность руд и содержание в них свинца и цинка.

Таблица 3
Результаты фазового анализа руд

Тип руды	Минералы	Соединения	Содержание, %	
			абс.	отн.
Барит-полиметаллические	свинца	сульфидные	1,67	85,71
		окисленные	0,11	5,72
		(англезит+церуссит)	0,17	8,57
		плюборозит		
Полиметаллические	цинка	сумма	1,95	100,0
		сульфидные	3,98	85,96
		окисленные	0,42	9,07
		силикатные	0,23	4,97
Полиметаллические	свинца	сумма	4,63	100,0
		сульфидные	0,567	67,50
		(англезит+церуссит)	0,109	12,98
		окисленные	0,164	19,52
	цинка	плюборозит		
		сумма	0,846	100,0
		сульфидные	3,68	84,79
		окисленные	0,61	14,06
Цинковые карбонатные	цинка	силикатные	0,07	1,61
		сумма	4,34	100,0
		сульфидный	0,71	23,20
		карбонатный	2,35	76,80
		сумма	3,06	100,0

Участок Западный. Природные и технологические типы руд.

На Западном участке благодаря ярко выраженной горизонтальной зональности пространственно сменяются от центра к периферии следующие природные типы руд: 1) баритовые; 2) свинцово-баритовые; 3) барит-свинцово-цинковые; 4) безбаритовые свинцово-цинковые; 5) бедные цинковые; 6) цинковые окисленные [2].

Руды Западного участка делятся на первичные и выветрелые. В количественном соотношении превалируют первые. Руды Западного участка были разделены на 3 промышленных типа: 1) баритовые руды с содержанием свинца и цинка менее 0,5 %; 2) свинцово-цинковые первичные; 3) свинцово-цинковые выветрелые.

Основными минералами, определяющими промышленную ценность месторождений, являются: сфалерит, галенит, барит. Минеральный состав приведен в табл. 4.

Таблица 4

Минеральный состав свинцово-цинковых, барит-полиметаллических и железо-германиевые руд месторождения

Степень распространенности	Рудные минералы	Жильные минералы
<i>Свинцово-цинковые и барит-полиметаллические руды</i>		
Главные	Сфалерит, галенит, глобулярный пирит, пирит	Барит, кальцит, кварц
Второстепенные	Халькопирит, блеклая руда, арсенопирит	Скрицит, альбиткалишпат, углеродистое вещество
Редкие	Гематит, магнетит, мушкетовит, марказит, пирротин, геокронит, булонжерит, бурнонит, фаматинит, экаргит, прустит, пиараргирит, полибазит, киноварь, халькозин, борнит, ковеллин, колусит, линнеит	
<i>Железо-германиевые руды</i>		
Главные	Гематит, магнетит,	Кальцит, кварц
Второстепенные	Стильпномелан, хлорит, сидерит	
Редкие	Якосит, гаусманит, браунит, мушкетовит, мартит, фрицелит, родонит, родохрозит, тифроит, гранат, галенит, пирит, глобулярный пирит, халькопирит, арсенопирит	Барит, альбит, калишпат

Основные минералы в свинцово-цинковых рудах образуют единичные прослойки (0,1-0,5 см) и сфалеритовые, и галенит-сфалеритовые ритмы мощностью 0,5-15 см, а также выполняют полости отслоения послойных срывов среди углистых, пиритовых и сфалеритовых ритмитов.

В железо-германиевых рудах главный минерал слагают прослои мощностью от 1-5 мм до 3-10 см, редко до 20 см, небольшие линзы (3-5 см), стяжения (0,5-3 см) в кремнистых известняках, пигментируют яшмы, пестроцветные и красноцветные комковатые известняки.

Результаты анализов проб свинцово-цинковых и барит-полиметаллических руд показали наличие в них серебра, ртути, повышенные содержания в концентратах кадмия, индия, таллия, сурьмы, мышьяка и селена.

Железо-германиевые руды имеют повышенное содержание германия, установлены в части проб повышенные содержания свинца, цинка, барита и серебра.

Месторождение Ушкатаын-III. Состав и природные типы барит-свинцовых руд.

В зависимости от особенностей минерального состава, определяющих технологию переработки, на месторождении выделены два природных типа барит-свинцовых руд: сульфидные и окисленные [3].

Сульфидные барит-свинцовые руды по составу вмещающих пород разделены на два подтипа: в карбонатных породах и трахириолитовых порфирах, последние из-за незначительности запасов не разведывались.

Окисленные барит-свинцовые руды представляют собой рыхлые желтовато-серые, бурые глинистые и кремнисто-глинистые породы с неравномерной вкрапленностью, гнездами, прожилками и выделениями неправильной формы церуссита и, реже, пироморфита.

Смешанные барит-свинцовые руды распространены незначительно в полосе между окисленными и сульфидными рудами и слабо отличаются от последних как по внешнему виду так и технологически, в силу чего объединяются с ними.

Руды месторождения характеризуются однообразием минерального состава. Основными минералами, обуславливающими промышленную ценность руд, являются галенит, барит и в зоне окисления церуссит. В очень незначительном количестве встречаются пирит, сфалерит, халькопирит, блеклая руда и гидроокислы железа

Ушкатын-I. Природные разновидности руд.

По соотношению главных компонентов, а также интенсивности гипергенных преобразований на месторождении (табл. 5) выделены следующие основные природные разновидности руд, которые совпадают с промышленными типами:

- сульфидные цинково-свинцовые;
- сульфидные свинцовые;
- смешанные цинково-свинцовые;
- окисленные цинково-свинцовые;
- барит-медно-свинцовые;
- баритовые.

Руды месторождения Ушкатын-I существенно отличаются от руд других месторождений района резким преобладанием галенита над сфалеритом, высокой концентрацией сульфидов в послойных срывах (сульфидных согласных жилах), более широким распространением халькопирита и блеклой руды, отсутствием сульфосолей свинца и незначительным развитием сульфосолей серебра, несколько меньшим проявлением баритизации. Для них характерны тесные взаимопрорастания сульфидов и очень тонкая вкрапленность их во вмещающих породах.

Основнымируднымиминераламиявляютсягаленит, сфалерит, халькопирит и блеклая руда. Широко распространены, но не образуют крупных скоплений: пирит, глобулярный пирит, арсенопирит и марказит. Жильные минералы представлены кварцем, баритом и кальцитом.

Выполненный анализ позволяет сделать вывод о возможности развития полиметаллической отрасли в Жайрем-Атасуйском рудном районе на базе месторождений с правом недропользования АО «Жайрский ГОК».

Список литературы

1. ТЭО промышленных кондиций и подсчет запасов барит-полиметаллических руд месторождения Жайрем. Участок Дальнезападный / ТОО «ГеоИнцентр». – Алматы, 2000.
2. ТЭО промышленных кондиций и подсчет запасов барит-полиметаллических руд месторождения Жайрем. Участок Западный / ТОО «ГеоИнцентр». – Алматы, 2001.
3. ТЭО промышленных кондиций на барит-свинцовые руды месторождения Ушкатын-II для открытой разработки / ТОО «Центргеолсъемка». – № ГР6-99-11/1. – Караганда, 1999.

Получено 22.04.10

УДК 622.24. 053. 2

С.А. Заурбеков

Казахский национальный технический университет им. К.И. Сатпаева, г. Алматы

**ТЕХНОЛОГИЯ ИСКРИВЛЕНИЯ СКВАЖИНЫ КОМПОНОВКОЙ
ВИНТОВОГО ЗАБОЙНОГО ДВИГАТЕЛЯ DTU-165**

На глубине 3919 м скважина 8002 (табл. 1) имела следующие параметры: зенитный угол $0,8^0$ и азимут $340,7^0$ против проектного 180^0 . Поэтому была поставлена задача выведения скважины на проектный азимут с $340,7^0$ до 180^0 .

С этой целью ориентируемся на компоновку винтового забойного двигателя *DTU-165* с встроенным кривым переводником, опорной телеметрической системой *MWD*, нижней свечой (немагнитная труба *НУБТ-159 + УБТ-159*) и бурильной колонной *УБТ-127* (рис. 1).

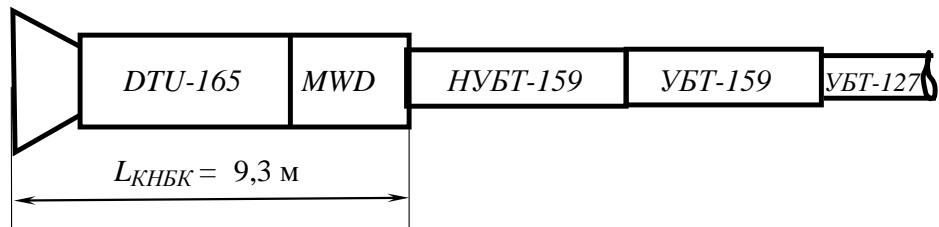


Рисунок 1 - Компоновка винтового забойного двигателя *DTU-165* с встроенным кривым переводником, опорной телеметрической системой *MWD*, нижней свечой (немагнитная труба *НУБТ-159 + УБТ-159*) и бурильной колонной *УБТ-127*

Исходные данные: диаметр скважины, мм - 216; осевая нагрузка, кН - 47; 94 и 190; плотность полимерного раствора, г/см³ - 2,05; высота и вес долота, м и кН - 0,25 и 0,39; длина и вес *DTU-165*, м и кН - 6,75; 7,50; длина и вес *MWD*, м и кН - 0,8; 1,11; длина и вес *НУБТ-159*, м и кН - 9,11 и 11,25; общая длина и вес *КНБК*, м и кН - 9,3; 11,07; вес 1 м *КНБК* *P_{КНБК}*, кН - 119; вес 1 м *НУБТ-159*, кН - 1,235.

Находим [1, 2] первую стабилизирующую длину КНБК:

$$L_{CT1} = L_T \sqrt{\frac{P_T}{P_{КНБК}}} = L_T \cdot \sqrt{\frac{123,5}{119}} = 1,02 \cdot L_T, \text{ м},$$

где *L_T* и *P_T* - длина полуволны и вес 1 м нижней свечи УБТ-159 [3].

Результаты расчетов даны в табл. 2 и на рис. 2.

Таблица 1

*Стабилизирующая длина КНБК винтового забойного двигателя DTU-165
с нижней свечой УБТ-159 при бурении наклонно направленных горизонтальных скважин
диаметром 216 мм*

Зенитный угол скважины θ , град	Осевая нагрузка, кН					
	47		94		190	
	L_T	L_{CTI}	L_T	L_{CTI}	L_T	L_{CTI}
1	22,3	21,2	18,0	17,1	16,9	16,0
3	17,3	16,5	15,4	14,7	14,8	14,1
5	15,5	14,8	14,5	13,7	13,8	13,1
10	12,5	11,8	12,2	11,6	11,6	11,0
15	11,2	10,7	11,1	10,5	10,5	10,0
20	10,5	10,0	10,3	9,8	9,9	9,4
25	10,0	9,5	9,8	9,3	9,5	9,0
30	9,5	9,0	9,4	9,0	9,1	8,6
35	9,1	8,7	9,1	8,7	8,8	8,4
40	8,9	8,4	8,9	8,4	8,6	8,2
45	8,7	8,2	8,7	8,2	8,4	8,0
50	8,5	8,1	8,5	8,1	8,3	7,9
55	8,4	7,9	8,4	7,9	8,1	7,7
60	8,3	7,8	8,3	7,8	8,0	7,6
65	8,1	7,7	8,1	7,7	7,8	7,5
70	8,0	7,6	8,0	7,6	7,8	7,4
75	7,9	7,5	7,9	7,5	7,7	7,3
80	7,8	7,4	7,8	7,4	7,6	7,2
85	7,6	7,2	7,6	7,2	7,4	7,0
90	7,5	7,1	7,5	7,1	7,3	6,9

В табл. 2 даны результаты искривления скважины 8002, ориентируемой компоновкой в интервалах 3919-4036 м, неориентируемой компоновкой (рис. 2) в интервалах 4367-4415 м и 4614-4627 м.

Таблица 2

Результаты искривления скважин 8002 компоновкой винтового забойного двигателя DTU-165

Глубина замера, м	Зенитный угол скважины, град	Азимутальный угол, град
Нижняя свеча УБТ-159 плюс УБТ-127 (ориентируемая - принудительная технология)		
3923	0,5	269,7

3936,25	1,24	246,38
3937	1,6	207,5
3945	3,2	202,5
3951	3,7	201,0
3956	4,2	200,3
3960	4,7	197,3
3962	4,9	197,3
3971	6,1	194,0

Окончание таблицы 2

Глубина замера, м	Зенитный угол скважины, град	Азимутальный угол, град
Нижняя свеча УБТ-159 плюс УБТ-127		
(ориентируемая - принудительная технология)		
3980	7,3	192,2
3990	8,3	191,7
4000	9,1	190,0
4010	13,3	186,3
4015	15,3	184,4
4019	18	180,5
4022	18	186,66
Нижняя свеча УБТ-159НМ плюс СБТ-127		
(неориентируемая компоновка - безориентированная технология)		
4367	52,8	170,4
4376	53,9	178,3
4378	54,0	170,7
4387	55,1	170,9
4397	56,5	178,9
4412	56,6	171,6
4614	75,6	172,5
4618	77,8	184,1
4627,7	78,2	184,7

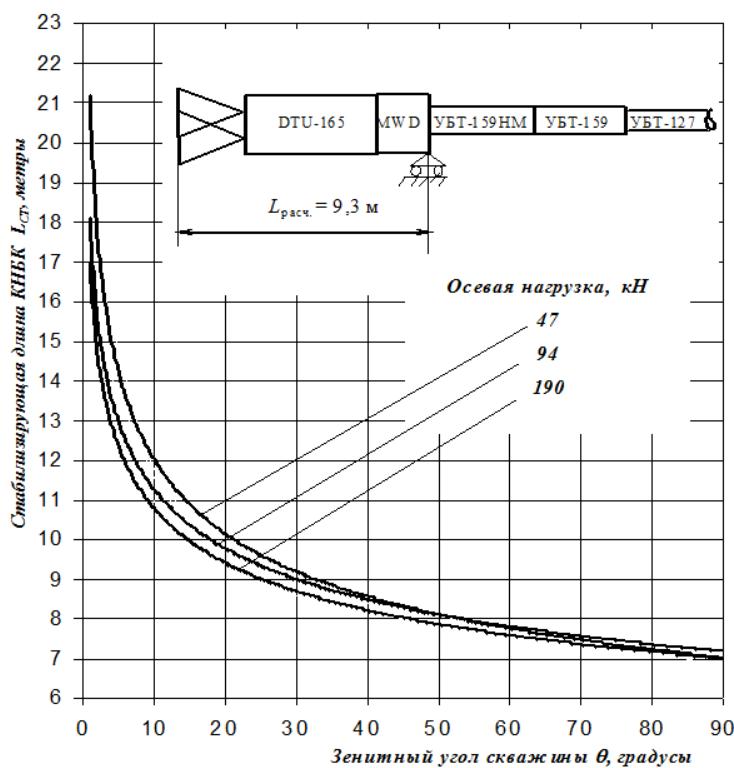


Рисунок 2 - Стабилизирующая длина КНБК винтового забойного двигателя DTU-165 с нижней свечой УБТ-159 при бурении наклонно направленных горизонтальных скважин диаметром 216 мм

Как видим, данной компоновкой задача набора кривизны не может быть решена, по крайней мере, до углов $25\text{--}35^0$, т.к. $L_{\text{КНБК}} = 9,3\text{м} < L_{\text{ct}}$, т.е. данная компоновка в диапазоне зенитных углов до $25\text{--}35^0$ приводит скважину лишь к спаду.

В табл. 3 приведена сравнительная оценка фактических интенсивностей зенитного искривления скважин при бурении винтовым забойным двигателем DTU-165 (Baker Hughes) и при роторном бурении на месторождениях Западного Казахстана.

Таблица 3

Сравнительная оценка фактических i_ϕ интенсивностей зенитного искривления скважин при бурении винтовым забойным двигателем DTU-165 (Baker Hughes) и при роторном бурении на месторождениях Западного Казахстана

Скважина	Интервал бурения, м	θ , град	i_ϕ , град/м	Интервал бурения, м	θ , град	i_ϕ , град/м
месторождение ЖАНАЖОЛ (диаметр скважин 216 мм, плотность раствора 1,1...1,2 г/см ³)						
Винтовой забойный двигатель DTU-165						
2444	3478 - 3885	9,4 - 88	+0,19	3885 - 3950	87,5 - 79,8	- 0,12
3464	3075- 3178 3314 - 3416	0,25 - 20 33,2- 30,7	+0,08 - 0,02	3220 - 3320 3440 - 3760 3780 - 3845	21,5-33,25 30,7- 35,5 35 - 33,75	+ 0,10 + 0,01 - 0,02

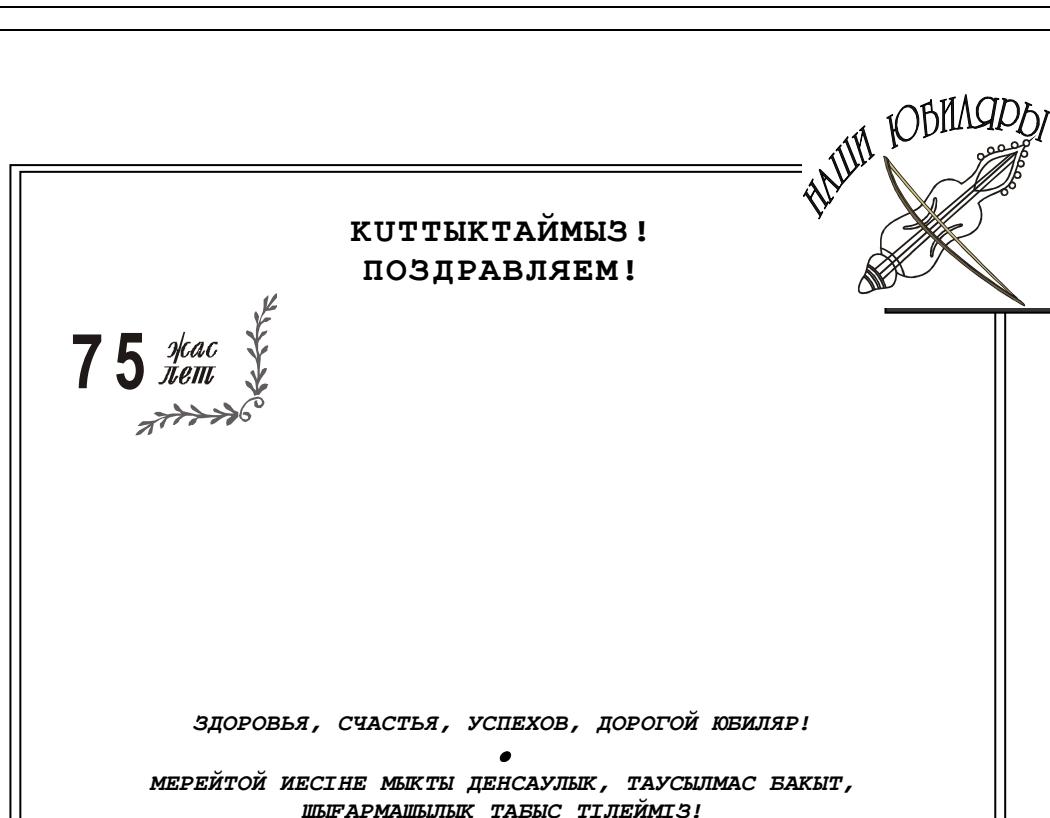
3461	3075 - 3178	4,5 - 14	+ 0,09	3200 - 3340 3360 - 3440 3460 - 3660	14 - 17 16,5-13,75 13,5- 21,5	+ 0,02 - 0,03 + 0,04
3463	2965 - 3126 3400 - 3459	1,25 - 12 17 - 20	+0,065 + 0,05	3140 - 3260 3480 - 3620 3280 - 3380 3640 - 3840	13,75 - 19 20 - 25,5 21,5-33,25 24 - 24,5	+ 0,04 + 0,04 + 0,02 + 0,002
Средняя i_{ϕ} , град/м				+ 0,07	Средняя i_{ϕ} , град/м	+ 0,01
месторождение КЕНКИЯК (подсолевой) (диаметр скважин 216 мм, плотность раствора 1,95...2,05 г/см ³)						
8002	3919- 4036 4614-4627	1,2- 18 77,8- 78	+ 0,19 + 0,02 + 0,10	4221 - 4367 4415 - 4614 4627- 4830	52,7 - 53,0 62 - 62 78 - 80,5	0 0 + 0,01
8011	4061-4320	0,9- 55	+ 0,20	4320-4352 4437- 5015	55 - 58,2 76,9 - 83,1	+ 0,1 + 0,01
8012	4120- 4235	1- 28,1	+ 0,16	4392- 4432	66,5 - 73,7	+ 0,18
8018	4120 - 4250	1,3- 36,9	+ 0,18	3800 - 4120 4250 - 4327	0,6 - 1..3 36..9 - 48	+0,002 + 0,03
8012	4235-4292 4339-4392	28,1- 48,1 59,5- 66,5	+ 0,35 + 0,12	4585- 5046	80,5 - 85,7	+0,011
8018	4387 - 4422	57,9- 69,2	+ 0,32	4422- 4935	69,2 - 85,5	+0,032
8033	4209 - 4300	49,7- 63,8	+ 0,16	4300 - 4900	63,8 - 73,6	+ 0,016
8009-1	4340 - 4430	66,4- 78,4	+ 0,13	4430- 4755	78,4 - 79,4	+0,003
Средняя i_{ϕ} , град/м				+ 0,19	Средняя i_{ϕ} , град/м	+ 0,03

Автором осуществлена апробация безориентированной технологии применительно к винтовым забойным двигателям *DTU (Baker Hughes)* на конкретном примере бурения горизонтальной скважины на месторождении Кенкияк – подсолевой (Западный Казахстан).

Список литературы

1. Заурбеков С.А. Механизм зенитного искривления скважин при горизонтальном бурении винтовыми забойными двигателями *DTU BAKER HUGHES*. – Алматы: КОУ, 2009. – 7 с.
2. Музапаров М.Ж. Направленное бурение. Безориентированная технология. Бурение винтовыми забойными двигателями (монография). – Алматы, 2005. – Т. 3. – 204 с.
3. Заурбеков С.А. Определение длины полуволны бурильной колонны в направленной горизонтальной скважине на нефть и газ: Учеб. пособие /С.А. Заурбеков, Д.Ж. Ешманов, А.А. Тобатаева. – Алматы: КОУ, 2009. – 53 с.

Получено 5.02.2010



**ГОРБАЧЕВА****ЛЕОНИДА АВЕРЬЯНОВИЧА,**

профессора кафедры машиностроения



УДК 669.053.2.66.047.791

Г.А. Кокаева, Н.М. Комков, Н.А. Куленова
ВКГТУ им. Д.Серикбаева, г. Усть-Каменогорск**ИССЛЕДОВАНИЕ КАЧЕСТВА ПРОДУКТОВ ГРАНУЛЯЦИИ В ПЕЧАХ КИПЯЩЕГО СЛОЯ**

Обезвоживание термочувствительных материалов в кипящем слое представляет собой определенные трудности, связанные с повышенной чувствительностью данных материалов к высокой температуре, под воздействием которой они легко изменяют свои физические и химические свойства, расплавляются, спекаются, разлагаются и воспламеняются, что приводит к отрицательным результатам при дальнейшей металлургической переработке и потерям ценных составляющих вышеуказанных промпродуктов и низкосортных цинковых концентратов.

В настоящее время известно несколько приемов обезвоживания термочувствительных материалов в кипящем слое. Так, во избежание нежелательных последствий обезвожива-

ние термочувствительных материалов проводят теплоносителем, имеющим температуру ниже термодеструкции материала, что приводит к значительному снижению производительности аппарата кипящего слоя.

В литературе имеются сведения по сушке термочувствительных материалов на слое инертных частиц [1].

Но в этом случае высушенный материал будет неизбежно засорен инертным материалом кипящего слоя, что приведет к ухудшению его качества и затруднит его дальнейшую металлургическую переработку. Кроме того, при сушке пастообразных материалов, растворов и суспензий во взвешенном слое инертных тел процесс грануляции является промежуточной стадией. Материал образует на поверхности инертных частиц сухие оболочки, которые раскалываются при соударении инертных тел и выносятся отработанным теплоносителем в пылеулавливающую аппаратуру.

Высушенный материал на инертном слое находится в виде пыли, что увеличивает его потери при транспортировке и затруднения при переработке, а также ухудшает условия труда работающих. Поэтому исследования проводились с целью изыскания возможности обезвоживания термочувствительных материалов в кипящем слое без использования инертного материала и с температурой теплоносителя, превышающей температуру термодеструкции высушиваемого материала, с получением высушенного продукта в виде гранул.

Для исследования использовали печь площадью подины 2,4 м². Исследования проводили в четырех режимах, отличающихся друг от друга количеством дутья от 7776 нм³/ч до 15552 нм³/ч. Режимы отличались также температурой кипящего слоя от 553 К до 383 К, плотностью пульпы от 1,83 до 1,74 г/см³, содержанием твердого в пульпе от 61 до 55 %.

В первую очередь определяли характер движения материала в каждом режиме, для этого использовали меченные частицы граншлака диаметром 3 мм, которым заполняли печь, и затем при проведении упарки в каждом режиме отбирались пробы продуктов сушки и определялось содержание оксида кремния, который присутствует в незначительном количестве в пульпе упариваемого материала.

Это дает возможность определить количественное содержание в пробе гранул шлака и скорость замещения шлака в кипящем слое, его динамику, и определить характер движения материала в кипящем слое и скорость перемешивания материала кипящего слоя в каждом режиме.

Как видно из материалов (см. табл.), скорость перемешивания частиц по всему слою равномерна, что соответствует нормальному распределению меченых частиц по слою и может быть удовлетворительно описана следующим уравнением [2,3]:

$$\rho_n(\tau) = I/\bar{\tau} \exp(-\tau/\bar{\tau}), \quad (1)$$

где $\rho_n(\tau)$ – плотность распределения твердой фазы в кипящем слое в зависимости от времени пребывания, соответствующая идеальному перемешиванию частиц (закон Гаусса).

Для успешного проведения упарки термочувствительных материалов в кипящем слое необходимо условие полного перемешивания частиц по всему слою. Производительность печи кипящего слоя зависит от интенсивности теплообмена, а интенсивность теплообмена зависит от интенсивности перемешивания. В реальных аппаратах кипящего слоя, при упарке и грануляции из пульп, одновременно находится большое число частиц, непрерывно изменяющих свои размеры, движущихся с различными скоростями в переменном температурном поле.

У газораспределительной решетки они обдуваются струей горячего газа, поднимаясь вверх, несколько охлаждаются, а наверху слоя орошаются сравнительно холодными растворами. Постепенное наращивание слоя сухого материала на поверхности частиц происходит за несколько циклов при интенсивном одновременном их перемешивании. Таким образом, условия в кипящем слое можно считать одинаковыми для всех частиц, что позволяет в математическое описание вводить усредненные характеристики скорости роста гранул.

Воспользуемся такой возможностью и определим среднюю скорость истирания гранул в нестационарном режиме, т.е. режиме, при котором отсутствует рост гранул, а имеет место только измельчение, так как питание печи пульпой прекращается. По увеличению пылевой фракции устанавливаем скорость измельчения. Для этого вначале определяем количество образующейся каждую секунду пыли:

$$Q = \frac{\Delta \Pi \cdot m_{KC}}{100}, \quad (2)$$

где $\Delta \Pi$ – изменение доли пылевой фракции, %;

m_{KC} – масса кипящего слоя, кг.

Зная количество образующейся каждую секунду пыли, мы можем определить время истирания гранул:

$$\tau = \frac{m_{KC}}{Q \cdot 3600}. \quad (3)$$

Зная время истирания гранул, можно определить скорость истирания:

$$V_n = \frac{d_y}{\tau}. \quad (4)$$

Определяем, во сколько раз скорость роста гранул опережает скорость истирания. Для этого узнаем, сколько раз полностью обносится слой при нормальном питании печи пульпой за время, равное времени истирания:

$$V_p = \frac{g \cdot \tau \cdot V_n}{m_{KC}}, \quad (5)$$

где g – производительность печи КС по высушенному продукту, кг/ч.

Зная скорость истирания и скорость увеличения размера гранул, можно определить результирующую скорость, которая и является истинной скоростью роста гранул:

$$V = V_p - V_n. \quad (6)$$

Полученные данные сводим в табл. и строим графики зависимости скорости дутья от отклонения перемешивания материала слоя от закона Гаусса, от реального времени пребывания материала в печи, от производительности печи (рис. 1-3).

Технологические параметры грануляции из пульпы в печи кипящего слоя

Наименование параметров	Режимы			
	1	2	3	4
Время истирания гранул, ч	36,2	20,3	8,8	5,7
Эквивалентный диаметр гранул, м·10 ⁻³	10	7,5	5	3
Высота разгрузочного порога, м	1,8	1,6	1,4	1,2
Плотность материала кипящего слоя, кг/м ³	4500	4300	4000	3800
Среднее время пребывания материала кипящего слоя в печи, ч	17,02	10,15	4,74	2,1

Производительность печи, кг/ч	470	650	1140	1280
Количество высушенного вещества, кг	17023,4	13182	9986,4	7296
Скорость истирания гранул, м/ч· 10^{-5}	27,62	36,98	57,08	52,63
Скорость роста по отношению к скорости истирания	2,13	2,0	1,86	2,7
Скорость роста гранул, м/ч· 10^{-5}	58,83	73,96	106,17	142,1
Реальная скорость роста гранул, м/ч· 10^{-5}	31,21	36,98	49,09	89,47
Скорость увеличения пылевой фракции, %/с· 10^{-5}	76,7	137	317	489
Масса кипящего слоя, кг	8000	6600	5400	2700
Скорость дутья, м/с	0,9	1,2	1,5	1,8
Отношение скорости дутья к массе кипящего слоя, м/(с · кг) · 10^{-5}	4,53	7,27	11,16	16,45
Реальное время пребывания материала кипящего слоя в печи, ч.	32,04	20,28	10,18	3,35
Количество образующейся пылевой фракции, кг/с · 10^{-2}	6,14	9,04	17,12	13,2
Отклонение расчетного времени пребывания материала кипящего слоя от реального, %	46,88	49,95	53,44	37,31

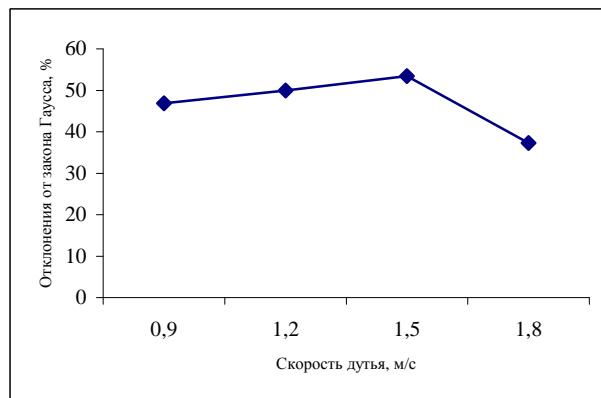


Рисунок 1 – Зависимость скорости дутья от отклонения перемешивания материала слоя от закона Гаусса

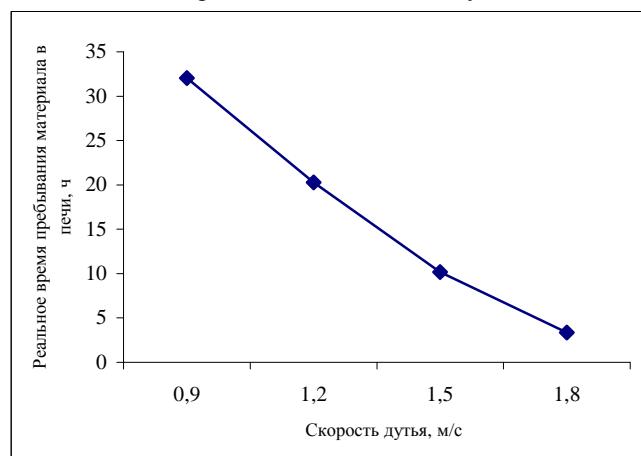


Рисунок 2 – Зависимость реального времени пребывания материала в печи от скорости дутья

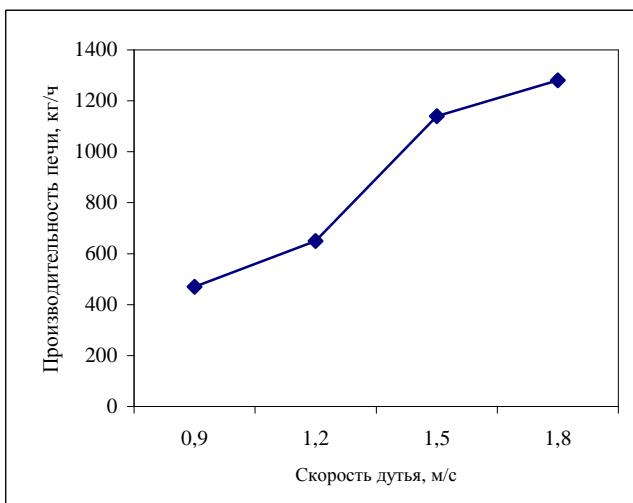


Рисунок 3 – Зависимость производительности печи от скорости дутья

Таким образом, зная скорость роста гранул, можно определить время их пребывания в кипящем слое. Сравнивая реальное время пребывания материала в печи кипящего слоя, можно определить степень отклонения реального времени пребывания материала в печи от идеального, выражаемого зависимостью (1), и тем самым оценить характер перемешивания материала в кипящем слое, что является важнейшим условием для усовершенствования технологических процессов при грануляции термочувствительных материалов и промпродуктов из пульпы.

Список литературы

- Лыков М.В. Сушка в химической промышленности. – М.: Химия, 1970. – 432 с.
- Романков П.Г. Сушка в кипящем слое / П.Г. Романков, Н.Б. Рашковская. – М.-Л.: Химия, 1964. – 288 с.
- Романков П.Г. Сушка во взвешенном состоянии / П.Г. Романков, Н.Б. Рашковская. – Л.: Химия, 1979. – 272 с.

Получено 20.05.10

УДК 622.271:622.341

В.Х.Кумыков, Т.М. Кумыкова

ВКГТУ им.Д.Серикбаева, г.Усть-Каменогорск

ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ВОВЛЕЧЕНИЯ В РАЗРАБОТКУ РУД С НИЗКИМ СОДЕРЖАНИЕМ МЕТАЛЛОВ И ЕЕ ВЛИЯНИЕ НА РАЗВИТИЕ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

Состояние минерально-сырьевых ресурсов, неуклонное снижение их качества и большие масштабы производства вынуждают горнодобывающую промышленность перейти на интенсивный путь развития. При этом первоочередной задачей становится повышение степени полезности добываемой горной массы путем вовлечения в разработку руды с низким содержанием металла, что обеспечивает увеличение выхода полезных компонентов при комплексности переработки полиминерального сырья.

В основе рациональности освоения недр лежит повышение достоверности горно-

геологической информации, что входит в задачи планирования геологоразведочных работ, и совершенствование технологии горных работ на основе создания новых методов воздействия на среду с помощью современного высокопроизводительного оборудования, обеспечивающего снижение отходов производства в виде отвалов пустых пород, временно некондиционных руд по запасам, содержанию в них металла или показателю переработки [1].

Наряду с ростом масштабов и интенсификацией производства задача повышения эффективности включает снижение удельных затрат на выдачу конечной продукции на основе повышения выхода полезной массы из добываемого сырья всех видов.

Таким образом, комплексность освоения запасов недр базируется на более глубоком и всестороннем изучении месторождения, переданного к проектированию, на основе современных методов анализа, учитывающих стохастичность горно-геологической информации, создания новой технологии добычи и переработки многосортных руд, делающей экономически целесообразным вовлечение в переработку забалансовых запасов в контурах открытой выемки, снижение трудозатрат и капитальных вложений на освоение разведанных запасов месторождения путем широкого использования попутно добываемой массы, из которой без дополнительных денежных вложений может быть получена полезная продукция, повышающая ценность основной товарной руды.

Основные требования к критериям планирования развития горных работ при добыче многокомпонентных руд и вовлечении в контур выемки забалансовых запасов следующие: учет высокой изменчивости горно-геологических факторов и их влияние на объемы добычи и качества; отражение структуры затрат и степени полезности вовлечения в попутную добычу некондиционного сырья; регулирование порядка и интенсивности выполнения работ по извлечению пород вскрыши и руды в заданных соотношениях.

Кроме пород вскрыши попутными полезными ископаемыми являются часть забалансовых запасов и некондиционных руд в контурах открытой разработки месторождения. Как правило, попутные полезные ископаемые добываются по той же технологической схеме, по которой производится основной технологический процесс по выемке пород вскрыши и рудной массы. Это предопределяет общность подхода к проблеме выбора критерия для оптимизации направления развития горных работ при добыче многосортных руд.

Технологическими и экономическими предпосылками учета комплексного влияния попутной добычи породы или руды, несущей потенциальную ценность, являются следующие факторы:

1. Перераспределение объемов вскрышных пород и рудной массы в границах горизонтов и отдельных выемочных блоков. При этом, если ценность представляют породы вскрыши, то попутное полезное ископаемое (ППИ) добывается по себестоимости последних, и дополнительных затрат не несут.

2. Если ППИ структурно связаны с основными запасами типов и сортов руд, оно может добываться совместно с последними или же раздельно. При этом могут иметь место:

- добыча по себестоимости запасов основного сырья;
- повышение себестоимости добычи на подготовку новых горизонтов и расширение масштабов производства.

3. Вовлечение в разработку некондиционных и забалансовых руд, которые добываются совместно с запасами основных полезных ископаемых по себестоимости последних и часть вскрышных пород относят к полезным продуктам, несущим дополнительную прибыль предприятию за счет повышения общей ценности извлечения запасов [2].

Так как во всех перечисленных выше случаях вовлечение в разработку ППИ прежде всего сказывается на изменении экономических показателей карьера, примем в качестве базового показателя величину прибыли Π_t предприятия, получаемой в t -й год, причем $t \in T$. Тогда общая прибыль от совместной добычи сортов руд и ППИ за время T существования карьера может быть определена на основе аналитического выражения

$$\Pi^T = \sum_{t=1}^T \Pi_t \cdot \left(1 + \frac{E_n \cdot A_{pb}}{A_{pn}}\right)^{(T-t)}, \quad (1)$$

где A_{pb} - производительность карьера по руде при работе по базовому варианту, тыс.т/год;

A_{pn} - производительность карьера по полезному ископаемому при вовлечении в разработку ППИ, тыс.т/год.

Оптимальному сочетанию объемов основных полезных ископаемых и попутно добываемых, согласно плану развития горных работ в контурах рабочей зоны карьера, будет соответствовать вариант направления углубки, определяющий положение центра разрезной траншеи на горизонте, который обеспечивает максимальную величину прибыли на каждом этапе отработки месторождения.

Аналитическое выражение целевой функции при этом будет иметь следующий вид:

$$\Pi^n = \left[\sum_{t=1}^T P_t \frac{1-\eta_t}{1-\rho_t} [\Pi_t - (C_t^D + C_t^{OO})] - \sum_{t=1}^{T-t} C_t^B V_t + \sum_{t=1}^{T-t} \Delta P_t \cdot \Pi'_t \right] \left(1 + \frac{E_n \cdot A_{pb}}{A_{pn}}\right)^{(T-t)} \rightarrow \max \quad (2)$$

Вторая часть формулы после квадратных скобок означает, что часть объемов вскрышных пород и объемы некондиционных руд ΔP_t добываются без дополнительных затрат - первая по себестоимости C_t^B выемки одного кубометра вскрыши, вторая - по себестоимости добычи одной тонны руды. Формула приведения (множитель к (2)) определяет изменение масштаба производства во времени при осуществлении дополнительных капитальных вложений.

Изменяющейся величиной функции (2) является ценность Π_t , которая растет за счет прироста запасов на величину ΔP_t в t -й год. Так как технология добычи при этом не меняется, дополнительная прибыль формируется как сумма произведений $\Delta P_t \cdot \Pi'_t$ в t -й год. Здесь Π'_t - ценность одной тонны попутно добываемой забалансовой руды. Остальные элементы данной функции:

P_t - величина запасов основных руд, погашаемых в t -й год;

η_t и ρ_t - соответственно количественные и качественные потери руд соответствующего периода оценки;

Π_t - ценность единицы основной продукции, производимой в t -й год;

C_t^D, C_t^{OO} - соответственно затраты на добычу и переработку единицы основной товарной продукции, соответствующего периода оценки;

C_t^B - себестоимость производства единицы вскрышных работ в t -й год;

V_t - объем вскрыши в t -й год;

Δt - снижение объема вскрышных работ, доли ед.

Если попутные полезные ископаемые формируются из общего объема вскрышных пород, а забалансовые запасы не вовлекаются в добычу, то оптимизационная формула будет иметь следующий вид:

$$\begin{aligned} \Pi^{\Pi} = & \left\{ \sum_{t=1}^{T-t} P_t \cdot \frac{1-\eta_t}{1-\rho_t} \cdot [U_t - (C_t^{\Delta} + C_t^{OO})] - \sum_{t=1}^{T-t} C_t^B \cdot V_t \cdot (1-\Delta^B) + \right. \\ & \left. + \sum_{t=1}^{T-t} \Delta V_t \cdot \gamma_t^P \cdot [U_t - (C_t^{\Delta} + C_t^{OO})] \right\} \cdot (1+E_H)^{T-t} \rightarrow \max, \end{aligned} \quad (3)$$

где ΔV_t - объем ППИ из числа вскрышных пород, вовлекаемый в добычу в t -й год;

γ_t^P - объемная масса ППИ;

U_t - ценность единицы продукции ППИ.

Формулы (2) и (3) позволяют оптимизировать направление углубки и в случае многосортных руд. В структуре данных выражений при этом ничего не меняется. Только суммирование надо производить по сортам руд, добываемых в соответствующие периоды.

При одновременном вовлечении в разработку некоторого объема ΔP_t забалансовых руд и вскрышных пород ΔV_t , образующих попутные полезные ископаемые, оптимизационная формула будет иметь следующую структуру:

$$\begin{aligned} \Pi^{\Pi} = & \left\{ \sum_{t=1}^{T-t} P_t \frac{1-\eta_t}{1-\rho_t} [U_t - (C_t^{\Delta} + C_t^{OO})] - \sum_{t=1}^{T-t} C_t^B V_t (1-\Delta^B) + \sum_{t=1}^{T-t} \Delta P_t U'_t + \right. \\ & \left. + \sum_{t=1}^{T-t} \Delta V_t \gamma_t^P [U_t - (C_t^{\Delta} + C_t^{OO})] \right\} \cdot \left(1 + \frac{E_H A_{PB}}{A_{PP}} \right)^{T-t} \rightarrow \max. \end{aligned} \quad (4)$$

Функция (4) достигнет максимума при условиях:

$$A_{PM} \geq \sum_{t=1}^{T-t} x_t^{PM} \cdot (1-\delta), \quad (5)$$

$$A_{PM} \leq \sum_{t=1}^{T-t} x_t^{PP} + \sum_{t=1}^{T-t} x_t^{PV}, \quad (6)$$

где x_t^{PM} - планируемый объем перевозки горной массы в t -й год согласно плану развития и режиму горных работ, тыс. м³;

δ - резерв горной массы для стабилизации производительности карьера при неподтверждении объемов, доли ед.;

x_t^{PP} и x_t^{PV} - приемные способности соответственно рудных складов и породных отвалов без дифференциации руд на сорта, тыс. м³.

Формула (4) является комплексным показателем и, как это видно из ее структуры, увязывает между собой величину основных запасов с учетом качества добычи через показатели η и ρ и дополнительные объемы добычи из числа забалансовых запасов, а также часть объемов вскрышных пород, переходящих в разряд ценных продуктов. При этом она отображает через ценности и затраты на их создание эффективность вовлечения в разработку попутных полезных ископаемых.

Ограничение (5) означает, что объемы перевозки при формировании рудопотока с

учетом резерва на колебания качества не могут превзойти производительность карьера по горной массе. Формула (6) задает ограничения по условию размещения дополнительно вовлекаемых в разработку объемов некондиционных и забалансовых руд, а также части объемов пород вскрыши на складах и отвалах, которые будут перерабатываться по другим технологическим схемам.

Из анализа структуры уравнения (4) следует, что попутная добыча сырья, которое в принципе может быть использовано в перспективе, не есть определяющий фактор деятельности карьера, а лишь оказывается на экономических показателях разработки месторождения. Поэтому основным критерием оптимизации при выборе направления развития горных работ остается интегральный показатель, одна из структур которого представлена формулой вида [3]

$$R^{(k)} = \left[\frac{1-\rho}{1-\eta} \sum_{j=1}^K \frac{V_j}{\tilde{\gamma}_j} + \sum_{i=1}^I \sum_{j=1}^K \frac{Q_{ij}^\delta}{\tilde{\gamma}_{ij}} + \sum_{i=1}^I \sum_{j=1}^K Q_{ij}^D \cdot \xi \cdot \frac{1-\eta_{ij}}{1-\rho_{ij}} \right] / \Pi_{oi}, \quad (7)$$

где ρ - качественные потери руд, вызванные примешиванием пустых пород или руд худшего технологического качества к руде лучшего качества, доли ед.;

η - потери руд, обусловленные несовпадением плоскости откоса уступа и контакта рудного тела, доли ед.;

Q_{ij}^D - количество достоверных запасов руды i -го технологического сорта j -го горизонта, т;

Q_{ij}^δ - количество руды i -го сорта, переводимого в категорию пустых пород в результате неподтверждения геологических запасов, т;

$\tilde{\gamma}_{ij}$ - объемный вес руды i -го технологического сорта, т/м³;

V_j - объем вскрышных пород j -го горизонта, м³;

ξ - комплексный показатель качества, учитывающий обогатимость рудной массы, доли ед.

Π_{oi} - прибыль горного предприятия за период t .

Критерий учитывает неподтверждение запасов, качество сортов и является, таким образом, наиболее универсальным показателем из ранее известных.

Проведенные теоретические исследования с привлечением экономико-математических методов анализа свидетельствуют о целесообразности вовлечения в разработку руд с низким содержанием металла, что обеспечивается развитием горных работ в пространстве карьера.

Методика апробирована в условиях карьеров Жайремского месторождения с высоким экономическим эффектом.

Список литературы

1. Бевз Н.Д. Оптимизация проектных показателей качества добываемой руды в условиях неопределенности / Н.Д. Бевз, А.А. Сова // Проектирование открытой разработки месторождений. - Л., 1986. - С. 25-30.
2. Шестаков В.А. Методические основы оценки месторождений и вовлечение в эксплуатацию забалансовых руд / В.А. Шестаков, А.Н. Дулин: Учеб. пособие. - Новочеркасск: НПИ, 1986. - 86 с.
3. Кумыков В.Х. Принципы оптимизации направления развития горных работ в карьере / В.Х. Кумыков, Т.Т. Ипалаков, Т.М. Кумыкова. - Усть-Каменогорск: ВКГТУ, 2009. - 122 с.

Получено 13.04.10



КУТТЫКТАЙМЫЗ !
ПОЗДРАВЛЯЕМ !

75 *жас*
лет

—

МАКАРЕНКО
НИНУ АЛЕКСАНДРОВНУ,

доцента кафедры экономической теории и рыночной

здоровья, счастья, успехов, дорогой юбиляр!

•

МЕРЕЙТОЙ ИЕСІНЕ МЫКТЫ ДЕНСАУЛЫК, ТАУСЫЛМАС БАҚЫТ,
ШЫҒАРМАШЫЛЫК ТАБЫС ТІЛЕЙМІЗ!

—