

УНИВЕРСИТЕТ ЕҢБЕКТЕРІ
ТРУДЫ УНИВЕРСИТЕТА

✻ 3 (20)
2005

2000 жылдан бастап шығарылады
Мерзімділігі жылына 4 рет

Издается с 2000 года
Периодичность 4 раза в год

Журнал Қазақстан Республикасының Мәдениет, ақпарат және қоғамдық келісім министрлігінде тіркелген (тіркеу куәлігі № 1351-ж 04.07.2000 ж.)

Журнал зарегистрирован в Министерстве культуры, информации и общественного согласия Республики Казахстан (регистрационное свидетельство № 1351-ж от 04.07.2000 г.)

МЕНШІК ИЕСІ

Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігінің «Қарағанды мемлекеттік техникалық университеті» Республикалық мемлекеттік қазыналық кәсіпорны (Қарағанды қаласы)

СОБСТВЕННИК

Республиканское государственное казенное предприятие «Карагандинский государственный технический университет» Министерства образования и науки Республики Казахстан (г. Караганда)

Главный редактор

Г.Г. Пивень

ректор, академик МАН ВШ, д-р техн. наук, профессор

Редакционный совет

- Пивень Г.Г.** ректор, академик МАН ВШ, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф. (председатель)
- Акимбеков А.К.** проректор по научной работе и международным связям, д-р техн. наук, проф. (зам. председателя)
- Ахметжанов Б.А.** зав. кафедрой экономики предприятия, академик МЭАЕ, д-р экон. наук, проф.
- Байджанов Д.О.** декан инженерно-строительного факультета, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.
- Бакиров Ж.Б.** зав. кафедрой прикладной механики, д-р техн. наук, проф.
- Брейдо И.В.** зав. кафедрой автоматизации производственных процессов, академик МАИН, чл.-кор. АЕН РК, д-р техн. наук, проф.
- Гращенко Н.Ф.** профессор кафедры рудничной аэрологии и охраны труда, академик МАН ЭБ, д-р техн. наук
- Ермеков М.А.** профессор кафедры геофизики и геологии, академик НАН РК, д-р геол.-минер. наук
- Жадрасинов Н.Т.** зав. кафедрой теоретической механики, академик МАИН, чл.-кор. НИА РК, д-р техн. наук, проф.
- Жумасултанов А.Ж.** профессор кафедры социально-гуманитарных дисциплин, д-р ист. наук
- Исагулов А.З.** первый проректор, академик МАИН, чл.-кор. АН ВШК, д-р техн. наук, проф.
- Квон С.С.** профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, д-р техн. наук
- Климов Ю.И.** зав. кафедрой горных машин и оборудования, академик МАИН, чл.-кор. АЕН РК, д-р техн. наук, проф.
- Колесникова Л.И.** зав. кафедрой экономической теории, канд. экон. наук, доц.
- Малыбаев С.К.** зав. кафедрой промышленного транспорта, д-р техн. наук, проф.
- Низаметдинов Ф.К.** зав. кафедрой маркшейдерского дела и геодезии, д-р техн. наук, проф.
- Нургужин М.Р.** директор Департамента высшего и послевузовского образования МОН РК, академик МАИН, чл.-кор. АН ВШК, д-р техн. наук, проф.
- Пак Ю.Н.** проректор по учебно-методической работе, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф. (ответственный за выпуск)
- Палев П.П.** профессор кафедры теоретической механики, д-р техн. наук
- Сагинов А.С.** академик НАН РК, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф.
- Смирнов Ю.М.** зав. кафедрой физики, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.
- Тутанов С.К.** зав. кафедрой высшей математики, д-р техн. наук, проф.
- Фешин Б.Н.** декан электромеханического факультета, академик МАИН, д-р техн. наук, проф. (ответственный секретарь)
- Хамимолда Б.Ж.** проректор по воспитательной работе, чл.-кор. АМР РК, д-р техн. наук, проф.
- Яворский В.В.** зав. кафедрой автоматизированных информационных систем, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗДЕЛ 1. ГЕОТЕХНОЛОГИИ. ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ	5
КУШЕКОВ К.К., СОН Д.В. Критерий оптимальности при выборе варианта вскрытия и подготовки запасов, оставленных на верхних горизонтах действующих шахт	5
САБДЕНБЕКУЛЫ О., КОЖАС А.К., ТОБАГАБУЛОВА Ж.Б., ШАПАБАЕВ А.Ж. Определение коэффициента бокового распора в условиях предельного напряженного состояния	7
ЖАНБАТЫРОВ А.А. Исследование уровня загрязненности почвы на территории рудника Ушкатын-III	9
МАГАВЬЯНОВА Ф.Г., АНАНИН А.И., ДИППЕЛЬ А.А. Оценка процессов сдвижения земной поверхности на Орловском руднике.....	12
ОЖИГИН С.Г., БЕСИМБАЕВА О.Г., ОЖИГИНА С.Б., МОЗЕР Д.В. Мероприятия по укреплению транспортной бермы в трещиноватых скальных породах на карьерах	15
ЛИС С.Н., МАГЗУМОВ А.Е. Применение активной анкерной крепи на рудниках Жезказганского месторождения	16
БЕРКАЛИЕВ Б.Т., ХАМИМОЛДА Б.Ж., МАЛЬЧЕНКО Т.Д. Экспериментальные исследования технологии сплошной выемки маломощных рудных тел	18
ХАРЬКОВСКИЙ В.С., ДЕМИН В.Ф., ТУЛЕПОВ Н.Н., ДЕМИНА Т.В. Создание методики оценки безопасности очистных работ при отработке угольных пластов.....	22
ДЕМИНА Т.В. Концептуальная структура имитационной модели системы обеспечения безопасности работ в лавах с высокой сменной нагрузкой.....	26
РАЗДЕЛ 2. МАШИНОСТРОЕНИЕ. МЕТАЛЛУРГИЯ	29
МАРКАРЯНЦ С.С., ИСАГУЛОВ А.З., КУЛИКОВ В.Ю., СОГРИНА О.С., ЯКОВЛЕВ В.В. Виды брака отливок секций радиаторов МС-90.....	29
НУРУМГАЛИЕВ А.Х., ТОРГОВЕЦ А.К., РОФМАН О.В. Приоритетные направления развития черной металлургии в регионе	31
НАЙЗАБЕКОВ А.Б., АШКЕЕВ Ж.А., ТОЛЕУОВА А.Р., ВОРОБЬЕВА Н.Н. Изучение структуры металла при деформировании в равноканальной ступенчатой матрице	34
ИБРАЕВ И.К. Исследование механизма обезуглероживания и вторичного окисления при кристаллизации стали в изложнице	36
НАЙЗАБЕКОВ А.Б., КУЛЖАБАЕВА А.А., КЫЙНЕКЕН С.А. Анализ микроструктуры стальных образцов, откованных в специальных бойках	39
РАЗДЕЛ 3. СТРОИТЕЛЬСТВО. ТРАНСПОРТ	41
ИМАНОВ А.Н., ИЗБАСАРОВА И.Ж., ИСАГУЛОВ А.З. Исследование релаксации напряжений термопластичных композиций, содержащих дисперсно-волоконный наполнитель	41
ЕЛЬМУРАТОВ С.К., ЖАДРАСИНОВ Н.Т. Численное исследование тонких пологих оболочек методом криволинейных сеток	43
АБДРАХМАНОВА К.А., ОРАЗАЛЫ Е.Е., ИМАНОВ А.Н., УНАЙБАЕВ Б.Ж. Технология изготовления и свойства модифицированных бетонов для фундаментов в вытрамбованных котлованах и пробитых скважинах.....	47
МАЛЫБАЕВ С.К., СЕРИКБАЕВА А.С. Оценка скреплений бесстыкового рельсового пути на Карагандинской дистанции АО НК КТЖ	49
ЖАКУЛИН А.А. Особенности проектирования оснований и фундаментов под резервуары.....	51
РАЗДЕЛ 4. ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ. ЭКОНОМИКА ПРЕДПРИЯТИЙ	54
НУРГУЖИНА А.М. Интеллектуальный анализ данных.....	54
САФИУЛИНА С.А., АЗАМАТОВ К.Т., САПАРГАЛИЕВ Е.М. Современное направление теории информационной безопасности в рыночной экономике	56
СТЕБЛЯКОВА Л.П. Закономерности развития экономики и отдельных отраслей	58
ДУДЕНКО Т.Ю. Об эффективном решении проблемы золоотходов на шахте им. В.И. Ленина.....	62
ГЕРШМАН М.А., КОЛЕСНИКОВА Л.И. Некоторые проблемы занятости и регулирования рынка труда	64

РАЗДЕЛ 5. ЭНЕРГЕТИКА. АВТОМАТИКА И УПРАВЛЕНИЕ. РАДИОТЕХНИКА, СВЯЗЬ И ТЕЛЕКОММУНИКАЦИИ	68
АВДЕЕВ Л.А., ШАТОХИН В.Н., ТАРАСЕНКО Д.С. Автоматическое распознавание подземных эндогенных пожаров на ранней стадии.....	68
СИВЯКОВА Г.А. Имитационная модель системы автоматического регулирования тянущих механизмов.....	71
БРЕЙДО И.В., КАВЕРИН В.В. Управляемое торможение тиристорного электропривода постоянного тока.....	73
ПАХОМОВ В.В., ФЕШИН Б.Н. Адаптивная система управления толщиной оловянного покрытия жести.....	75
РЕЗЮМЕ	80
Правила оформления и представления статей	84

УДК 622.222:519.873

К.К. КУШЕКОВ
Д.В. СОН

Критерий оптимальности при выборе варианта вскрытия и подготовки запасов, оставленных на верхних горизонтах действующих шахт

Как известно, при оптимизации проектных решений возникает потребность в общем измерителе степени достижения цели производства, с позиций которого можно оценить эффективность любого проектного решения. В качестве такого измерителя в практике проектирования используется понятие «критерий оптимальности».

Выбор критерия оптимальности зависит от поставленной задачи. Если речь идет о вскрытии, подготовке и выемке запасов на действующей шахте со значительными инвестициями и разновременными вложениями, то необходимо определить эффективность инвестиции с дисконтированием капитала, а если речь идет об определении какого-то параметра по выбранной технологической схеме разработки пласта, то критерием могут быть текущие затраты — C или прибыль — Π .

Кроме того, необходимость инвестиции с дисконтированием капитала и, с учетом инфляции и риска, может определяться и другими факторами. Например, необходимостью удовлетворения потребности в ресурсах действующего предприятия — потребителя. При этом, если осуществление данного проекта инвестиции является единственным способом удовлетворения потребности, то задача решается просто.

Для общего сведения ниже приведены общие методические положения, определяющие эффективность инвестиции в горное производство.

Учет разновременных инвестиций (активов) или процесс дисконтирования осуществляется с помощью коэффициента дисконтирования (дисконтирующего

множителя, формул простого и/или сложного процента) K , где:

$$\hat{E} = \left(1 + \frac{\dot{a}_t}{100}\right) \text{ или } \hat{E}_t = \left(1 + \frac{\dot{a}_t}{100}\right) \text{ или } \hat{E}_t = \left(1 + \frac{t \cdot \dot{a}_t}{100}\right)^t. \quad (1)$$

Инвестиционный риск и предполагаемая динамика учетных ставок позволяют рассчитать базовый коэффициент дисконтирования:

$$\hat{E}_{\text{диск}} = \frac{\sum_{i=1}^I \varphi(\tilde{\sigma}_i) + \sum_{j=1}^J f(y_j)}{\sum_{i=1}^I \varphi(\tilde{a}_i) \cdot \sum_{j=1}^J f(y_j)} \cdot R, \quad (2)$$

где x_i, y_i — экзогенные и эндогенные переменные, характеризующие экономическое развитие внутри рассматриваемой модели инвестирования горного предприятия;

φf — функции динамики учетных ставок ценных бумаг, зависящие от инфляционных процессов и рассчитанные по экстраполяционным управлениям регрессии и уточненные анализом социально-экономических тенденций;
 R — коэффициент инвестиционного риска, определяемый коллективной экспертизой.

Его полезность заключается в удобстве сравнительных оценок дисконтирования при различных уровнях инфляции и риска. Коэффициент $K_{\text{баз}}$ окажется полезным критерием при выборе оптимального варианта инвестирования и дифференциации процентных ставок.

Дисконтированную величину текущей стоимости (S_t) можно определить по формуле:

$$(PV)S_t = K \cdot K_0 = \frac{100}{100 + e_t} \cdot K_0. \quad (3)$$

Чистая дисконтированная стоимость (net present value или NPV) с учетом ее дисконтирования за один период t рассчитывается по формуле:

$$(NPV)S_{ic} = -K_0 \cdot \frac{\ddot{I}}{\left(1 + \frac{\dot{a}_t}{100}\right)^2}, \quad (4)$$

где K_0 — первоначальные инвестиции в нулевой период;

Π — сумма прибыли от проектных решений, т.е. поступления будущих денежных средств в определенный период;

$\left(1 + \frac{\dot{a}_t}{100}\right)$ — коэффициент дисконтирования.

Необходимо отметить, что в результате дисконтирования различными методами денежных средств образуются:

- будущая дисконтированная стоимость;
- текущая дисконтированная стоимость;
- чистая текущая дисконтированная стоимость.

Таким образом, дисконтирование потоков денежных средств, инвестированных сегодня, сводится к увеличению на сумму начисленных процентов (будущая стоимость), а дисконтирование будущих поступлений — к вычитанию из них начисленных процентов, и инвестиций нулевого периода (чистая текущая дисконтированная стоимость).

Приведение активов:

- к моменту завершения мероприятий по реализации рассматриваемых решений для определения будущей стоимости S_{oc} следует осуществлять по формуле:

$$S_{\dot{a}n} = \sum_{i=1}^I K_i \left(1 + \frac{\dot{a}_t}{100}\right)^{t-i}, \quad (5)$$

$$I = t,$$

- более поздних лет к текущему моменту для определения текущей стоимости S_t осуществляется по формуле:

$$S_{\dot{a}n} = \sum_{i=1}^I \frac{K_i \ddot{I}_i}{\left(1 + \frac{\dot{a}_t}{100}\right)^i}, \quad (6)$$

$$I = t,$$

- более поздних лет к текущему моменту для определения чистой текущей стоимости S_{ic} следует определять по формуле:

$$S_m = -K_0 + \sum_{i=1}^I \frac{\ddot{I}_i}{\left(1 + \frac{\dot{a}_t}{100}\right)^i}, \quad (7)$$

$$I = t,$$

где K_0 — инвестиции нулевого периода; ежегодные инвестиции $K_1 K_2 \dots K_i$ или потоки денежных средств $\Pi_1, \Pi_2 \dots \Pi_i$;

$$K_t = (1 + e_t)^t, \quad K_t = \frac{1}{(1 + e_t)^t} \text{ — прямой и обратный}$$

коэффициенты дисконтирования, соответственно, к моменту завершения и текущему моменту.

$$\frac{1}{(1 + e_t)} \text{ всегда меньше единицы } (e_n > 0),$$

где e_n — переменная составляющая коэффициента дисконтирования (ставка дисконтирования) выполняет роль нормы прибыли на рынке ценных бумаг.

С помощью текущей дисконтированной стоимости активов становится возможным управлять величиной дохода в зависимости от рассматриваемых вариантов коммерческих расчетов.

Для оценки эффективности инвестиций разработан экономический механизм соизмерения и сопоставления инвестиций и прибыли. Полученные результаты используются в качестве чистой дисконтированной стоимости NPV .

Если дисконтированные доходы больше издержек на инвестиции (т.е. $NPV > 0$), то капитальные вложения будут прибыльными.

Если $NPV < 0$ или $NPV = 0$ — мероприятия будут убыточными или бесприбыльными.

Если поступление денежных средств распределяется по годам равномерно, то процесс определения оптимального срока окупаемости T_0 осуществляется по формуле:

$$\dot{O}_0 = \left[\frac{100}{\dot{a}_t} - \frac{100}{\dot{a}_t \left(1 + \frac{\dot{a}_t}{100}\right)^t} \right]. \quad (8)$$

Предварительное дисконтирование поступлений с использованием периода окупаемости значительно повышает качество отбора вариантов.

При прочих равных условиях учитывается примат оптимального периода окупаемости.

Средняя норма прибыли на остаточную стоимость инвестиций S_{nn} (average rate on book value)

$$S_{ii} = \frac{\ddot{I}_s : n}{S_{in} : (n+1)} \cdot 100, \quad (9)$$

где S_{nn} — средняя норма прибыли на остаточную стоимость инвестиций;

Π_x — удельное значение чистой прибыли за рассматриваемый период;

S_{oc} — удельная чистая остаточная стоимость инвестиций (уменьшенная на сумму начисленной амортизации);

$(n+1)$ — количество периодов, включая нулевой.

Этот показатель можно интерпретировать как частную характеристику рентабельности по отношению к остаточной стоимости инвестиций.

Норма прибыли дисконтированного потока денежных средств представляет функцию коэффициента приведенных затрат к единичному моменту времени. Этот показатель можно определять как ставку дисконтирования e_n , при которой величина

чистой текущей дисконтированной стоимости NPV , (S_{mc}) по рассматриваемому решению равна нулю.

Индекс прибыльности представляет собой отношение текущей дисконтированной стоимости S_T к первоначальной сумме инвестиций K_0 :

$$S_{in} = \frac{S_0}{\hat{E}_0}. \quad (10)$$

Решения приемлемы при значении больше 1.

Процесс дисконтирования приведенных затрат — $C+E_nK$ является некорректным, потому что переменная составляющая, включенная в состав приведенных затрат и характеризует собой себестоимость, содержит в себе затраты по фонду оплаты труда, амортизационные отчисления и другие выплаты, которые дисконтировать неправомерно.

Кстати, следует отметить, что само название критерия $C+E_nK$ — приведенные затраты, даже без корректировки себестоимости, является условным. Кроме затрат C в это выражение включена прибыль, вернее изымаемая из прибыли сумма производственных инвестиций, в виде (E_nK) с капитальными вложениями K , которую можно получить в том случае, если их вложить в другое производство или коммерческий бизнес (E_n — норма дисконта).

Наиболее распространенными являются компоненты (E_nK) в качестве прибыли. Следовательно, критерий приведенных затрат является, скорее всего, частью цены, т.к. включает в себя затраты C и результаты (прибыль), т.е. $(C+E_nK)$ тождественна цене ($\Pi=C+\Pi$).

Необходимо напомнить, что примеров дисконтирования цен нет, вероятно, потому, что формирование цены в любое время осуществляется в основном порядке и, прежде всего, с учетом спроса и предложения. Иначе говоря, дисконтировать приведенные затраты, не считая их ценой, нельзя, а представляющие ценой приведенные затраты также не

дисконтируются, поскольку существующее дисконтирование цен маловероятно.

Поскольку приведенные затраты — $C+E_nK$ можно представить как тождественными цене — $\Pi=C+\Pi$, то естественно возникает вопрос: можно ли их (приведенные затраты) использовать для выбора оптимальной подсистемы внутри системы?

Очевидно, варианты подсистемы мало будут отличаться друг от друга (продолжительностью строительства) и сроком эксплуатации объекта. Поэтому, если дисконтирование капитальных вложений к базовому периоду (к окончанию строительства) приемлемо, то такой необходимости в отношении текущих затрат нет.

Кроме того, следует отметить, что текущие затраты — C — характеризуют не полную себестоимость, а только часть затрат, отличающихся друг от друга в различных вариантах подсистемы. Поэтому приведенные затраты — $C+E_nK$ с дисконтированным капитальным вложением K и частью текущих затрат — C с некоторым допущением можно использовать в качестве критерия для выбора оптимального варианта подсистемы в системе шахта.

Очевидно, вариант подсистемы, обеспечивающий минимум текущих затрат, т.е. $C+E_nK \rightarrow \min$, будет оптимальным,

где C — текущие затраты по вариантам подсистемы, отличающиеся друг от друга, тг/г;

K — удельные дисконтированные капитальные вложения, тг;

E_n — дисконт; $E_n \approx 0,8$.

Таким образом, при выборе вариантов схем вскрытия и подготовки запасов, оставленных на верхних горизонтах действующих шахт, нами рекомендуется в качестве критерия оптимальности использовать критерий — приведенные затраты.

УДК 622.023.23

О. САБДЕНБЕКУЛЫ

А.К. КОЖАС

Ж.Б. ТОБАГАБУЛОВА

А.Ж. ШАЛАБАЕВ

Определение коэффициента бокового распора в условиях предельного напряженного состояния

Горное давление в подготовительных и капитальных выработках проявляется в виде выдавливания горных пород в сторону их обнажения. Под действием вертикального давления массив горных пород стремится сдвинуться в боковом направлении, что создает боковое давление, которое часто называют еще и боковым распором.

Из [1] известно боковое давление:

$$\sigma_\delta = \frac{\mu}{1-\mu} \gamma H, \text{ МПа}, \quad (1)$$

где $\frac{\mu}{1-\mu} = m_a$ — коэффициент бокового распора при деформации в пределах упругости;

μ — коэффициент Пуассона;

γH — вертикальное напряжение, МПа.

Коэффициент бокового распора для предельно-напряженного состояния определяется:

$$m_a = \frac{\sigma_a}{\sigma_\delta}, \quad (2)$$

где σ_δ — горизонтальное напряжение, МПа;

σ_a — вертикальное напряжение, МПа.

В области сжимающих напряжений огибающая предельных кругов Мора описывается уравнением, полученным на основе теории затухающих колебаний [2]:

$$\tau_{ni} = \sigma_{\text{нec}} \left[0,5 \cos \rho_{\text{нec}} + 1 - \hat{E} \exp \left[- \sigma_{ni} / \sigma_{\text{нec}} \right] \right] \text{tg} \rho_{\text{нec}}, \text{ МПа}, \quad (3)$$

где $\sigma_{сж}$ — предел прочности на одноосное сжатие, МПа;
 $\rho_{сж}$ — угол внутреннего трения при одноосном сжатии, градус;
 $K = \exp[0.5(1 - \sin \rho_{сж})]$ — безразмерная величина.
 На основании формулы (3) и рис. 1 графоаналитическим методом расчета находятся горизонтальное σ_{τ} и вертикальное σ_{ν} напряжения:

$$\sigma_{\bar{a}} = \sigma_{ni} - \tau_{ni} \operatorname{tg} \varphi_i, \text{ МПа}; \quad (4)$$

$$\sigma_{\bar{a}} = \sigma_{ni} + \tau_{ni} \tilde{n} \operatorname{tg} \varphi_i, \text{ МПа} \quad (5)$$

и соответственно коэффициент бокового распора m_b в области сжимающих напряжений:

$$m_a = \sigma_{ni} - \tau_{ni} \operatorname{tg} \varphi_i / \sigma_{ni} + \tau_{ni} \operatorname{ctg} \varphi_i. \quad (6)$$

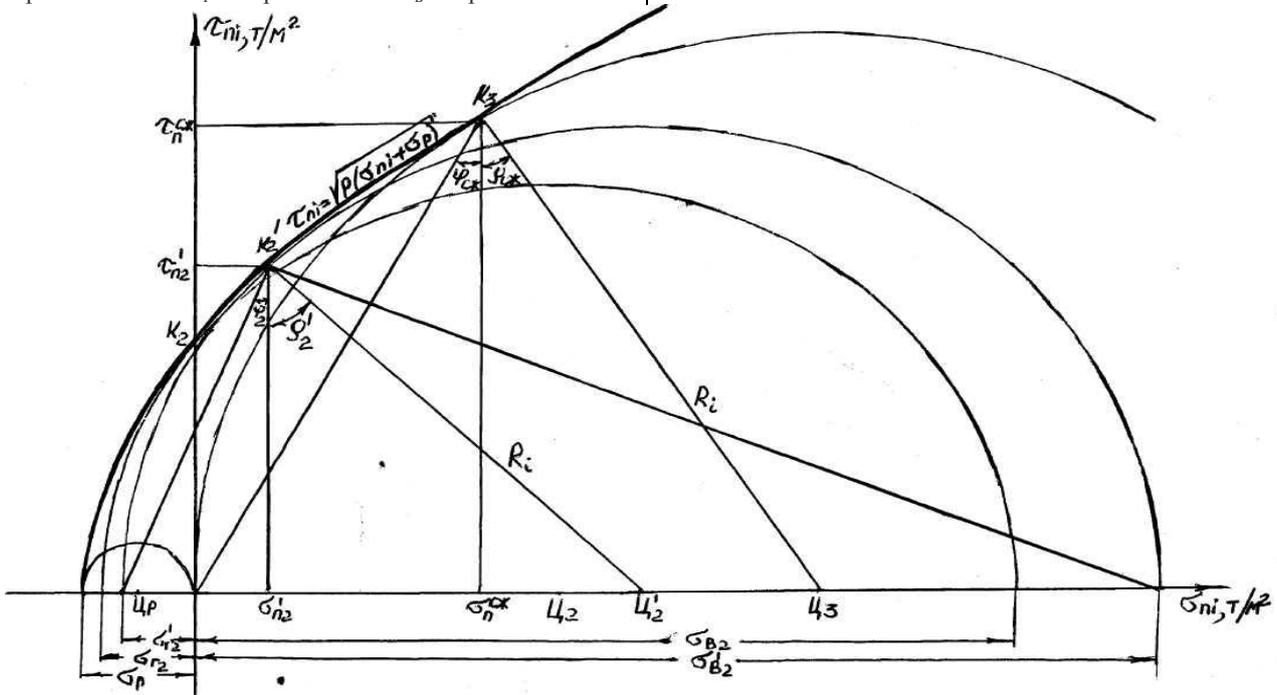


Рис. 1. Паспорт прочности горных пород. Огибающая предельных кругов Мора

В зоне растягивающих усилий огибающая кругов предельного напряжения описывается уравнением параболы:

$$\tau_{ni} = \left[\delta \sigma_{ni} + \sigma_{\delta} \right]^{1/2}, \text{ МПа}, \quad (7)$$

где $\delta = 2 - 2\sqrt{n+1} + n \sigma_{\delta}$ — безразмерная величина; (8)

σ_p — нормальное напряжение на одноосное растяжение, т/м^2 .

$$n = \sigma_{\text{сж}} / \sigma_{\delta}; \quad (9)$$

$$\sigma_{\bar{a}} = \tau_{ni} \operatorname{tg} \varphi_i - \sigma_{ni}, \text{ МПа}; \quad (10)$$

$$\sigma_{\bar{a}} = \sigma_{ni} + \tau_{ni} \operatorname{ctg} \varphi_i, \text{ МПа}. \quad (11)$$

Отсюда коэффициент бокового распора в области предельных растягивающих напряжений:

$$m_a = \tau_{ni} \operatorname{tg} \varphi_i - \sigma_{ni} / \sigma_{ni} + \tau_{ni} \operatorname{ctg} \varphi_i. \quad (12)$$

В последнем случае угол внутреннего трения или угол между касательной к i -му предельному кругу и горизонталью ρ_i равен

$$\rho_i = \operatorname{arctg} \left[\frac{\delta}{2\sqrt{\left[\frac{\delta}{\sigma_{ni} + \sigma_{\delta}} \right]}} \right], \text{ градус}. \quad (13)$$

В зоне действия растягивающих напряжений огибающая предельных кругов Мора описывается уравнением прямой [3]:

$$\tau = \sigma_{ni} \operatorname{tg} \rho + \tilde{N}, \text{ МПа}, \quad (14)$$

где σ_{ni} — нормальное напряжение на одноосное растяжение или сжатие, МПа;
 C — сцепление.

Огибающая растягивающих усилий не является касательной к прямолинейной огибающей, коэффициент бокового распора m_b при одноосном растяжении равен нулю.

Из рис. 2 графоаналитическим путем, описанным выше, можно получить соответственно горизонтальное и вертикальное напряжения:

$$\sigma_{\bar{a}} = \sigma_{ni} + \tau_{ni}^{\delta} \operatorname{tg} \varphi, \text{ МПа}, \quad (15)$$

где касательное напряжение в зоне действия растягивающих напряжений:

$$\tau_{ni}^{\delta} = \tilde{N} - \sigma_{ni} \operatorname{tg} \varphi, \text{ МПа}. \quad (16)$$

Вертикальное напряжение находится по формуле:

$$\sigma_{\bar{a}} = 2R_i - \sigma_{\bar{a}}, \text{ МПа}, \quad (17)$$

где радиус i -го предельного круга находится по рис. 2 следующим образом:

$$R_i = \tau_{ni} / \cos \rho. \quad (18)$$

Тогда подставляя (18) и (15) в (17), можно получить вертикальное напряжение в области растягивающих усилий:

$$\sigma_{\bar{a}} = 2\tau_{ni} / \cos \rho - \sigma_{ni} + \tau_{ni}^{\delta} \operatorname{tg} \varphi, \text{ МПа}. \quad (19)$$

Зная σ_z и σ_b , можно найти формулу коэффициента бокового распора m_b в зоне предельных растягивающих напряжений:

$$m_b = \sigma_{ni} + \tau_{ni}^0 \operatorname{tg} \varphi / 2\tau_{ni}^0 / \cos \rho - \sigma_{ni} + \tau_{ni}^0 \operatorname{tg} \varphi . \quad (20)$$

Вследствие того, что в области растяжения предельные круги описываются прямолинейной огибающей, значения углов внутреннего трения ρ и поверхностей скольжения φ соответственно будут равны значениям при одноосном сжатии.

Аналитические исследования свойств горных пород в условиях объемного напряженного состояния проводились расчетом паспортов прочности пород как крепких (серые песчаники $\sigma_{сж} = 8000 \text{ т/м}^2 = 80 \text{ МПа}$), так и слабых (алевролиты $\sigma_{сж} = 185 \text{ т/м}^2 = 1.85 \text{ МПа}$).

Огибающие кругов предельных напряжений на паспорте прочности и прямолинейная огибающая были сопоставлены для наиболее точного определения из математических выражений по рис. 1 и 2 m_b в области предельных растягивающих напряжений для различных геологических условий.

Если сопоставить формулы (11) и (20), подставить значения нормальных и касательных напряжений, углов поверхности скольжения и внутреннего трения, то можно получить то, что они имеют одинаковую значимость, а следовательно, коэффициенты бокового распора для прямолинейной и криволинейной огибающих в зоне предельных растягивающих напряжений будут равны.

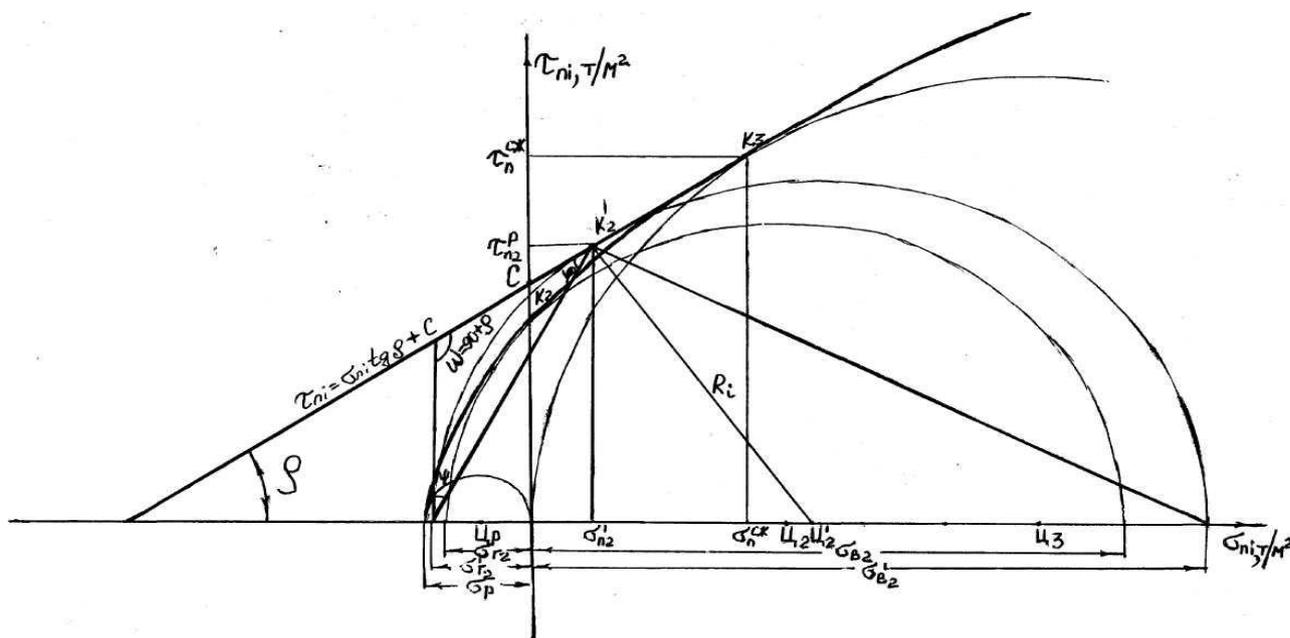


Рис. 2. Прямолинейная огибающая

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Беляев Н.М. Сопротивление материалов. М.: Наука, 1976. 608 с.
2. Ө. Сәбденбекұлы Таужыныстың жылжуының физикасы. Жезқазған, 1999. 192 б.
3. Ильницкая Е.И., Тедер Р.И., Ватолин Е.С., Кунтыш М.Ф. Свойства горных пород и методы их определения. М.: Недра, 1969. 392 с.

УДК 628.543.614

А.А. ЖАНБАТЫРОВ

Исследование уровня загрязненности почвы на территории рудника Ушкатын-III

В районе проводимых исследований [1, 2] имеют преимущественное развитие эоловые пески, а также бурые и серо-бурые почвы, их комплексы и сочетания с солонцами и солончаками. Литогеохимическое опробование на территории рудника Ушкатын-III проводилось непосредственно вблизи техногенных источников загрязнения, по периметру санитарно-защитной зоны и за ее пределами. В пробах почв и грунтов выполнены следующие виды анализов:

- спектральный анализ на 32 элемента;

- гамма-спектрометрический анализ;
- химический анализ;
- анализ водной вытяжки.

Выявленное содержание химических элементов в почвах территории рудника Ушкатын-III приведено в таблице.

Согласно полученным результатам анализа факторами загрязнения почвы являются:

- деятельность самого рудника, процессы образования и складирования промышленных отходов, водная миграция загрязняющих веществ,

выбросы в атмосферу организованных и неорганизованных источников, близость транспортных магистралей (железная и автомобильная дороги);

- основные ареалы рассеивания загрязняющих веществ находятся на территориях, прилегающих к технологическим объектам рудника (дробильно-сортировочные комплексы, обогащательная фабрика). Это свидетельствует о низких транслокационных свойствах образующихся загрязняющих веществ;

- повышенный природный фон, т.к. такое превышение содержания бора в 1,5-2 раза на

исследуемой территории наблюдается практически во всех точках опробования;

- повышение содержания мышьяка по сравнению с результатами предыдущих исследований. Данный элемент входит в состав породообразующих и соответственно с увеличением объемов добычных работ может увеличиваться и его содержание в почвах прилегающих территорий;

- по эффективной удельной активности природных радионуклидов (Аэфф) почвы и породы отвалов

Таблица 1

СОДЕРЖАНИЕ ХИМИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ В ПОЧВАХ ТЕРРИТОРИИ РУДНИКА УШКАТЫН-III

№	№ св	1 класс (высокоопасные)					2 класс (умеренно-опасные)					3 класс (малоопасные)					4 класс (неопасные, но экологически учитываемые)														
		Mk	Cd	Pb	Zn	Be	Bo	Co	Cu	Mo	Ni	Ch	Ba	Wa	Wo	Mn	Sr	Ti	Zi	Wi	P	Sk	Ga	Ge	No	Li	It	Ir	Ag	Ol	
	Фон	14	1,1	28	90	1,5		8	46	2,8	22	42	650	47		950	210	1500	125		500					18				0,12	2
	ПДК	2	4	30	100	50	50	100	5	100	100		150			1500		5000	300												
1	У-1	500	8	8000	3000	50	100	40	30	20	30	15	1000	40	0	300000	400	500	15	0,5	0	3	4	8	6	15	1,5	10	0,5	1	
2	У-3	250	6	2000	1500	6	150	30	50	8	40	25	2000	80	2	200000	600	2000	150	0,6	300	12	4	3	6	20	3	30	0,4	1	
3	У-4	30	0	25	60	12	80	10	50	3	30	30	600	50	2	600	80	1000	80	0,6	300	4	8	0,8	8	15	1,5	10	0,1	2,5	
4	У-5	30	0	15	100	2	80	10	40	3	30	40	600	60	3	500	100	1500	120	0,8	400	5	10	1	10	20	2	15	0,1	2	
5	У-6	0	0	50	80	2	80	8	40	2	20	20	500	40	2	1200	100	800	100	0,5	200	4	5	0,8	8	15	1,5	10	0,1	1,5	
6	У-7	0	0	40	100	2	100	10	50	3	30	40	600	50	3	800	100	1000	120	0,6	400	6	6	0,8	8	20	2	15	0,1	2	
7	У-8	40	0	30	600	2	90	15	40	2	40	50	800	80	2	1500	100	4000	150	0,8	1200	8	8	1,5	15	25	2	20	0,1	2,5	
8	У-9	0	0	15	60	2	80	10	30	2	25	40	600	60	3	500	100	1200	150	0,8	300	5	6	0,8	8	20	2	15	0,1	2	
9	У-10	30	0	20	60	3	60	8	40	2,5	20	30	600	50	2	400	100	1000	100	0,8	500	5	6	0,6	8	20	1,5	10	0,1	2	
10	У-11	0	0	15	50	3	80	8	30	2	25	40	600	60	2	400	100	1500	120	0,8	500	5	6	0,8	8	20	2	15	0,1	2	
11	У-12	0	0	25	60	2	60	10	60	4	40	50	600	60	5	500	100	1000	120	0,6	400	5	8	0,6	8	25	2	15	0,1	3	
12	У-13	0	0	15	50	2	100	10	40	3	30	50	600	60	3	500	150	2500	150	0,8	300	6	8	0,8	10	20	2	20	0,1	2	
13	У-14	0	0	20	80	3	80	12	60	2	30	50	800	80	2	600	100	2000	150	0,8	400	4	8	1	10	25	2,5	2,5	0,1	2,5	
14	У-15	0	0	20	60	2	80	8	40	2	25	40	800	60	2	500	150	1500	100	0,6	400	4	6	0,8	10	20	1,5	15	0,1	2	
15	У-16	0	0	20	80	2	60	8	40	3	20	30	600	50	2	500	150	1500	100	0,8	400	5	6	0,6	10	20	2	20	0,1	2	
16	У-17	0	0	30	100	3	80	12	60	3	30	40	800	60	2	600	150	1500	150	0,8	300	5	6	1	10	25	2	20	0,1	2,5	
17	У-18	0	0	25	80	2	80	10	40	3	25	40	800	80	3	600	200	1200	120	0,8	500	5	8	0,8	10	20	2	20	0,1	2	
18	У-19	0	0	30	80	2	80	10	60	4	30	50	1000	60	3	500	200	1500	120	0,8	300	4	8	0,8	10	20	2	15	0,1	3	
19	У-20	30	0	30	80	3	80	12	50	2,5	30	50	800	80	2	800	150	1500	150	0,8	500	5	10	0,8	10	25	2	20	0,1	2,5	
20	У-21	0	0	25	50	2	80	8	30	3	25	40	500	50	3	500	100	1000	100	0,8	300	4	5	0,6	8	20	1,5	15	0,1	1,5	
21	У-22	0	0	15	60	2	100	10	50	2,5	30	40	800	80	3	600	100	1000	100	0,8	300	5	8	1	10	25	2	20	0,1	2,5	
22	У-23	30	0	20	60	3	80	10	50	3	20	25	600	50	2	500	150	800	80	0,8	400	4	5	0,6	8	20	1,5	15	0,1	2	
23	У-24	0	0	25	60	2	80	10	50	2,5	25	30	600	60	3	400	100	1000	80	0,6	300	4	6	0,8	8	20	1,5	15	0,1	2,5	
24	У-25	0	0	20	60	2	60	10	40	2,5	25	25	500	50	2	500	80	1000	100	0,8	300	4	6	0,6	8	20	2	15	0,1	3	
25	У-26	0	0	12	50	2	100	4	30	2	20	20	400	40	3	250	100	800	60	0,6	200	4	4	0,6	8	20	1,5	10	0,1	1,5	
26	У-27	0	0	25	80	2	80	10	40	2,5	25	30	500	60	3	500	100	1200	100	0,8	400	4	6	0,8	8	25	2	20	0,1	2	
27	У-28	0	0	15	60	2	80	8	60	4	40	40	600	50	2	500	100	800	100	0,8	300	5	6	0,8	8	25	2	15	0,1	3	
28	У-29	30	0	20	60	2	60	8	40	3	20	30	600	60	2	400	100	1200	100	0,6	300	4	6	0,5	8	25	2	20	0,1	2,5	
29	У-30	0	0	15	80	3	100	8	50	3	40	40	800	60	3	500	100	1000	120	0,8	400	5	8	1	8	20	2,5	20	0,1	2,5	
30	У-31	0	0	40	100	3	80	10	40	2	30	50	800	8	3	1000	150	1500	150	0,8	500	4	8	0,8	10	25	2	20	0,1	2,5	
31	У-32	0	0	12	80	2	80	10	50	2	20	40	500	60	3	500	100	1500	150	0,6	400	4	8	0,8	8	25	2	20	0,1	2	
32	У-33	30	0	12	60	2	60	6	40	3	25	25	600	50	2	400	100	600	60	0,8	200	3	6	0,6	8	20	1,5	15	0,1	2	
33	У-34	0	0	12	80	3	80	10	60	3	25	30	500	60	2	500	100	1500	120	0,8	300	5	6	0,8	10	25	2	20	0,1	2,5	
34	У-35	30	0	15	60	2	60	4	40	4	20	25	500	40	3	300	80	800	80	1,0	200	5	5	0,6	8	20	1,5	10	0,1	2	
35	У-36	0	0	15	60	2	80	8	60	2	25	30	600	60	2	400	100	1000	80	0,8	300	5	6	0,8	8	20	2	20	0,1	2	
36	У-37	0	0	15	80	5	60	10	30	2	20	30	500	60	4	400	100	1500	80	0,8	400	6	8	0,6	10	25	2	25	0,1	2	
37	У-38	30	0	12	60	2	60	8	40	2	25	40	600	80	2	500	100	1200	150	0,8	300	5	8	0,5	10	25	2	20	0,1	2	
38	У-39	30	0	40	100	2	80	10	40	3	30	50	600	80	4	600	400	1500	150	0,8	300	6	8	0,8	12	30	4	40	0,1	3	
39	У-40	0	0	12	80	2	60	8	50	2	30	40	500	60	4	500	100	800	100	0,8	200	5	6	0,8	10	20	2	15	0,1	3,5	
40	У-41	0	0	15	60	2	10	10	40	3	20	50	1000	80	3	800	500	1500	120	0,6	500	4	8	0,8	10	25	3	25	0,1	2,5	
41	У-42	0	0	30	80	2	80	10	40	2,5	25	40	500	80	2	600	100	1500	250	0,6	500	5	8	0,6	10	25	2	20	0,1	2	
42	У-43	0	0	50	120	2	80	10	50	4	30	50	800	80	2	800	150	1000	120	0,8	500	4	8	0,8	10	25	2	20	1,1	2,5	
43	У-44	0	0	20	60	2	60	8	50	3	30																				

- на границе санитарно-защитной зоны и за её пределами повышенного фона загрязняющих веществ обнаружено не было.

Для определения миграционных свойств элементов, содержащихся в почвах, был проведён химический анализ на содержание подвижных форм элементов в почвах с последующим сравнением с результатами химического анализа проб растительности. Содержание подвижных форм химических элементов в зеленой массе растительности приведено в табл. 2 и 3.

Таблица 2

СОДЕРЖАНИЕ ПОДВИЖНЫХ ФОРМ ХИМИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ В ЗЕЛЕННОЙ МАССЕ РАСТИТЕЛЬНОСТИ

№	Т.н.	Cu	Cd	Zn	Pb
	ПДК, мг/г	30*10⁻³	0,3*10⁻³	50*10⁻³	5*10⁻³
1	У-4	1,2297E-06	1,5029E-08	5,67529E-07	3,8941E-07
2	У-9	7,92879E-06	1,0965E-08	3,47481E-06	3,09084E-07
3	У-14	1,44029E-06	3,78E-09	2,241E-07	6,75E-08
4	У-22	3,24407E-06	9,0872E-09	0	2,94106E-08
5	У-29	4,4149E-07	2,756E-09	0	1,01972E-07
6	У-40	1,14696E-06	3,0015E-09	0	5,6637E-08

Согласно проведённому анализу почв на содержание подвижных форм химических элементов установлено:

- на территории рудника Ушкатын-III содержание подвижных форм химических элементов в почвах не имеет превышений ПДК;

- содержание подвижных форм химических элементов в зеленой массе растительности значительно ниже ПДК.

Таблица 3

СОДЕРЖАНИЕ ПОДВИЖНЫХ ФОРМ ХИМИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ В ПОЧВЕ

№	Т.н.	Cu	Cd	Zn	Pb
	ПДК, мг/г	3	-	23	6
1	У-4	1,82	0,01	2,83	2,00
2	У-9	1,00	0,01	1,08	0,24
3	У-14	1,00	0,05	1,26	0,23
4	У-22	1,00	0,01	1,33	0,54
5	У-29	1,00	0,04	1,28	1,45
6	У-40	н/о	0,01	1,00	0,75

На основании анализа полученных результатов лабораторных исследований нами установлено, что состояние почвенного покрова на границах санитарно-защитной зоны рудника Ушкатын-III и за её пределами имеет допустимый уровень загрязнения по всем исследуемым параметрам.

Оценка уровня загрязнения почв на руднике Ушкатын-III

Суммарные показатели загрязнения почв определяются по формуле:

$$d_i = 1 + \sum_{i=1}^n \alpha_i * (d_{ii} - 1),$$

где d_n — уровни загрязнения почв;

α_i — коэффициент изоэффективности для i -го загрязняющего вещества, равный:

- для первого класса опасности — 1,0;
- для второго класса опасности — 0,5;
- для третьего класса опасности — 0,3;

- для четвёртого класса опасности — 0,25;
 d_{in} — уровень загрязнения i -м загрязняющим веществом, рассчитанный по результатам опробования на границе СЗЗ породных отвалов почв;

n — число загрязняющих веществ (определяется ассоциацией загрязняющих веществ, установленной для изучаемого накопителя отходов производства).

Уровень загрязнения соответствующего компонента среды определяется по формуле:

$$d_{in} = C_{in} / \dot{I} \ddot{A} \hat{E}_{in};$$

где C_{in} — усреднённое значение концентрации i -го загрязняющего вещества в почве (мг/кг);

$ПДК_{in}$ — предельно допустимая концентрация i -го загрязняющего вещества в почве (мг/кг).

Усреднённое значение концентрации загрязняющих веществ в соответствующем компоненте окружающей среды рассчитывается по формуле:

$$\bar{N}_{ii} = 1/k * \sum_{j=1}^k C_{jin},$$

где k — общее число точек отбора проб почвы на содержание загрязняющих веществ;

C_{jin} — концентрация i -го загрязняющего вещества в j -й точке отбора проб почвы (мг/кг).

В результате анализа почв, отобранных на границе СЗЗ, получены следующие данные C_{jia} , (табл. 4).

Таблица 4

РЕЗУЛЬТАТЫ ИЗМЕРЕНИЙ КОНЦЕНТРАЦИЙ ХИМИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ И СОЕДИНЕНИЙ В ПОЧВАХ, ВЫПОЛНЕННЫХ НА ГРАНИЦЕ СЗЗ

Номер точек отбора проб на анализы	Наименование загрязняющего вещества, мг/кг					
	Марганец	Свинец	Мышьяк	Хром	Цинк	Бор
У-7	800	40	0	40	100	100
У-11	400	15	0	40	50	80
У-14	600	20	0	50	80	80
У-16	500	20	0	30	80	60
У-19	500	30	0	50	80	80
У-22	600	15	0	40	60	100
У-28	500	15	0	40	60	80
У-32	500	12	0	40	80	80
У-34	500	12	0	30	80	80
У-36	500	15	0	30	60	80
У-43	800	50	0	50	120	80
Среднее C_{in}	563,6	22,2	0	40	77,3	81,8

Результаты расчета степени загрязнения почвенного покрова показывают, что только по элементу бор имеется 60% превышения, а по остальным — в пределах нормы.

Суммарный показатель загрязнения почвенного покрова будет равен:

$$d_a = 0,37.$$

Согласно проведённому расчёту суммарный показатель загрязнения почвенного покрова на границе СЗЗ ($d_a = 0,37 < 16$) относится к допустимому уровню.

Прогнозная оценка воздействия на почвы рудника Ушкатын-III

Основными процессами загрязнения почв в районе в настоящее время и в будущем являются: засорение поверхностного слоя почвы твердыми нерастворимыми веществами, запыление тонкодисперсными пылеватыми веществами, минерализация почв. Закисление ($\text{pH} < 6,5$) или раскисление ($\text{pH} > 8,5$) почв растворимыми соединениями пока является неустановленным процессом.

Воздействие техногенных процессов на растительность пока также устанавливается визуальным путем. Интенсивное запыление вблизи породопогрузочных пунктов или дорог приводит к угнетению растительных ассоциаций, что наблюдается на расстоянии 100-200 м от пылеобразующих источников. Мелкие участки замучивания на стоянках автотранспорта лишены растительности полностью. Такие процессы, как повреждение доминант, уменьшение продуктивности

и ареалов распространения, уничтожение или полная замена доминант в фитоценозах, не установлены и, видимо, в проектные сроки функционирования карьера вряд ли будут иметь место. Не установлена и степень влияния техногенных процессов и, в частности, пылевых и газовых выбросов на культурные растения

Район беден видовым и численным составом представителей животного мира. Техногенные процессы на карьере и связанные с ним производства отличаются значительным шумовым эффектом, что приводит почти к полному исчезновению в районе месторождения зайцев, лис, корсаков и даже норных животных — сусликов, сурков, барсуков, тушканчиков. Распугивание животных привело к изменению и сокращению ареала мест их обитания. Этот процесс можно считать установленным и длительным по времени.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Временная инструкция о порядке оценки воздействия намечаемой хозяйственной деятельности на окружающую среду (ОВОС) в Республике Казахстан. РНД 03.02.01 — 93.
2. Почвы Казахской ССР. Алма-Ата, 1968. 375 с.
3. Предельно-допустимые концентрации химических веществ в почве (ПДК). М.: МЗ СССР, 1985.

УДК 622.838

Ф.Г. МАГАВЬЯНОВА
А.И. АНАНИН
А.А. ДИШЕЛЬ

Оценка процессов сдвижения земной поверхности на Орловском руднике

Орловское колчеданно-полиметаллическое месторождение представлено рудными телами, залегающими на глубине от 100 до 1000 м, с углом падения от 10 до 70° (в основном 40-47°). Мощность рудных залежей изменяется от 10 до 80 м.

Основная залежь состоит из четырех сопряженных через тектонические нарушения рудных тел, залегающих на глубине от 70 до 700 м.

Первое рудное тело расположено в прикупольной части антиклинальной складки на глубине 70-175 м и входит непосредственно под рыхлые отложения. Максимальная мощность его (44 м) отмечается в южной части. Длина по простиранию — 300 м, по падению (в среднем) — 145 м (максимальная до 180 м). Средняя мощность — 19 м, угол падения — 30-65° (рис. 1).

Второе рудное тело делится на две части: пологую и крутую. Крутопадающая часть Второго рудного тела соприкасается с Первым рудным телом, приурочена к флексурному изгибу, имеет длину по простиранию около 300 м, по падению — 180-200 м., мощность — от одного до 15 м при средней 8 м. Основная часть

запасов Второго рудного тела (95%) находится в нижней пологой части, залегающей на глубинах 350-700 м от поверхности.

Третье рудное тело локализуется на продолжении Второго рудного тела на юго-запад, по простиранию разведано на 250 м при ширине 200 м, залегают полого с углами падения 20-45°, средняя мощность — 16,2 м.

Руды по содержанию основных компонентов являются ценными. Их устойчивость изменяется в широких пределах, поэтому месторождение обрабатывается слоевой системой разработки с твердеющей закладкой в нисходящем порядке. Добычу руды в блоке ведут одновременно на двух подэтажах (в двух слоях), разделенных рудным или бетонным целиком высотой не менее 15 м. Очистные работы в слое и заключаются в отработке из разрезного штрека слоевых заходок сечением 4 на 3,5 м. Практически все очистные работы ведутся под искусственной кровлей из твердеющей закладки двухслойной конструкции (нижний несущий слой мощностью 1,5 м из закладки с нормативной прочностью 4 МПа; верхний слой — прочностью порядка 1 МПа).

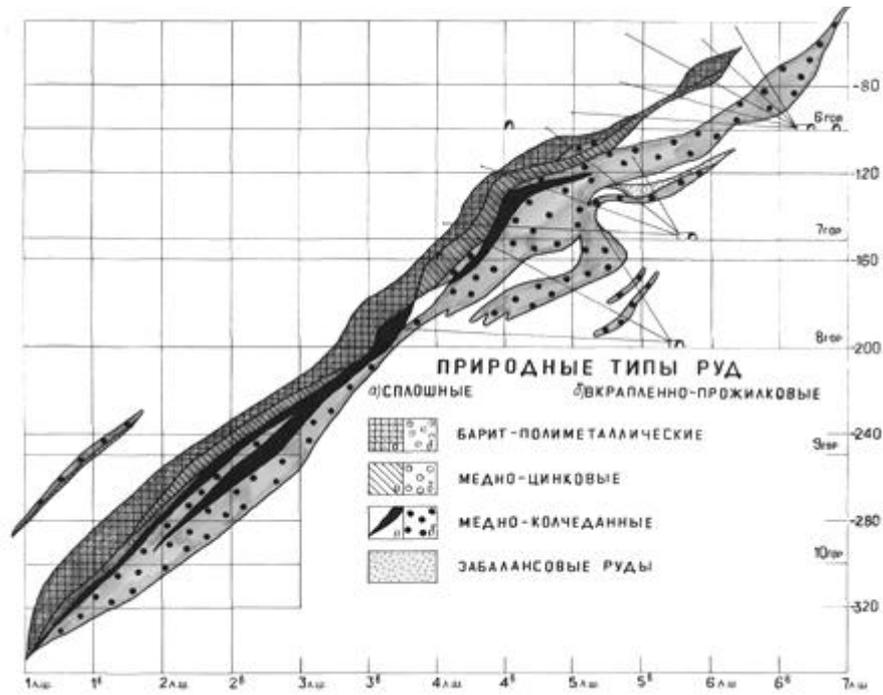


Рис. 1. Геологический разрез по рудному телу №1

Наблюдения за сдвижением земной поверхности проводятся с целью определения параметров процесса сдвижения на Орловском месторождении и получения фактических данных для обоснованного решения вопросов охраны сооружений.

Оборудовано 4 профильных наблюдательных линии (рис. 2).

Зона критических деформаций отстроена при следующих значениях углов сдвижения: по висячему боку — 70°; по лежачему боку — 70°; по простиранию — 75°; в наносах — 50°.

Наиболее представительные результаты сдвижения земной поверхности были отмечены по 0 линии ортов (рис. 3).

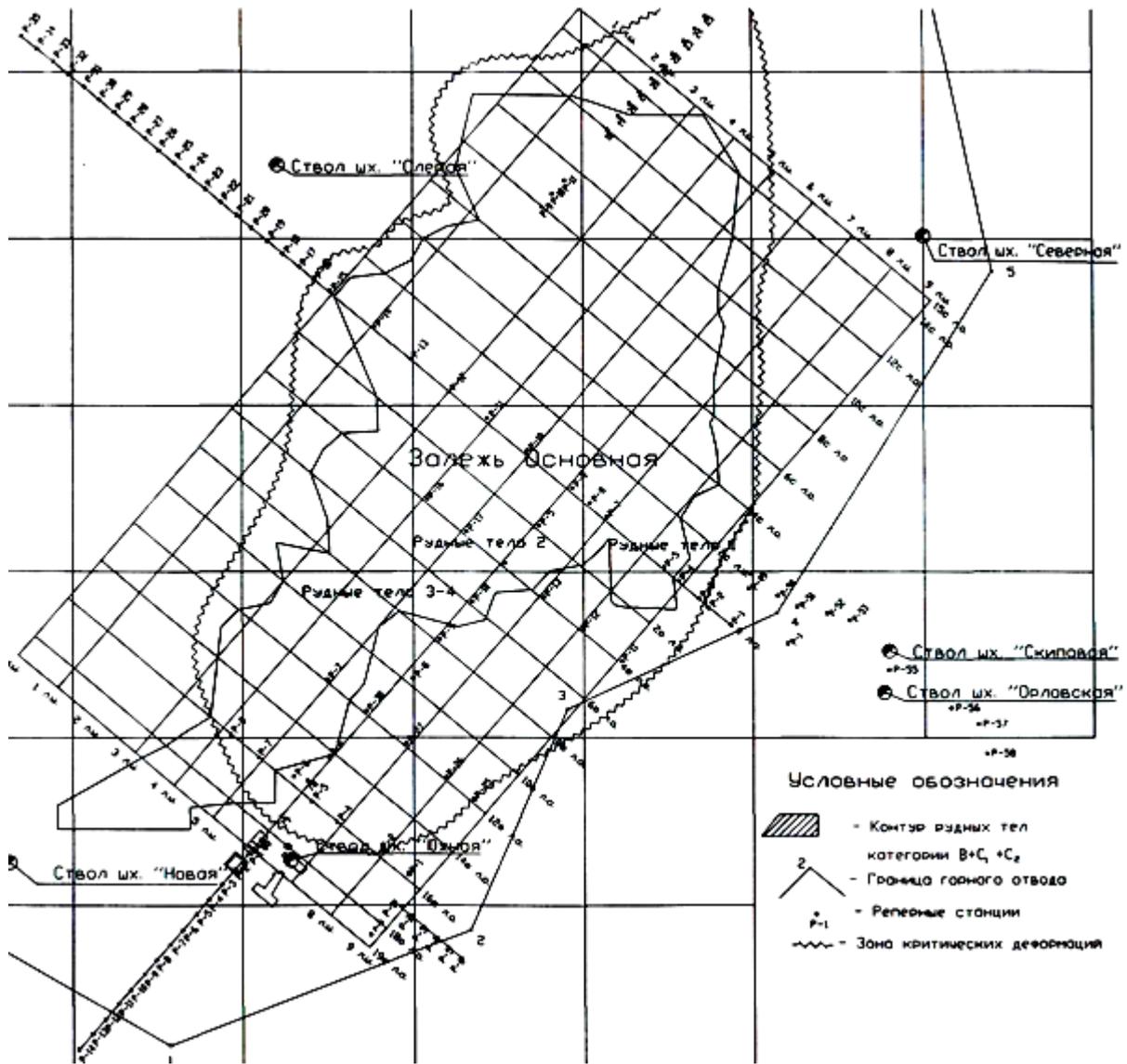


Рис. 2. Расположение наблюдательных станций и охраняемых объектов на плане поверхности

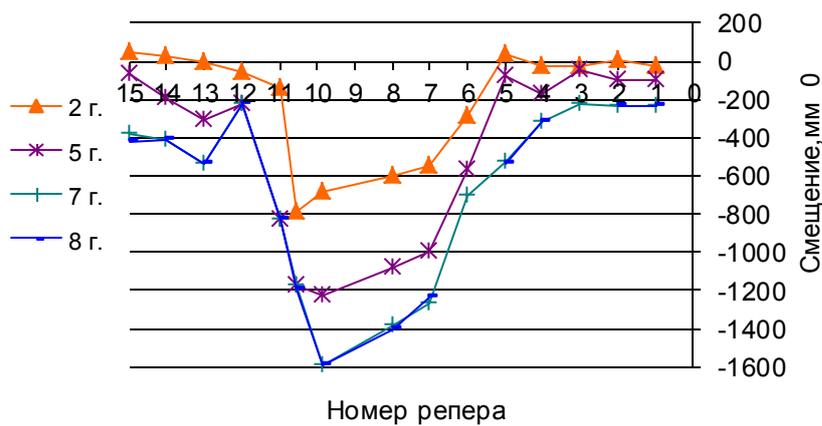


Рис. 3. Оседание земной поверхности 0 линии ортов (с 1992 по 2003 год)

Результаты наблюдений за оседанием земной поверхности показаны на рис. 4 [1]. Максимальное оседание в мульде сдвижения регистрируется репером № 10. Положение данного репера соответствует выходу на поверхность нормали, проведенной из середины пролета выработанного пространства рудного тела 1.

В период 1993-1998 год наблюдалась максимальная скорость смещений поверхностных реперов, кото-

рая составила до 400 мм/год, при последующих наблюдениях (до 2003 года) процесс деформации земной поверхности приобрел затухающий характер, величина его составила до 50 мм/год (рис. 5).

По обобщенным результатам наблюдений до 2003 г. не установлено увеличение границы модуля сдвижений ни в одной части месторождения. Это говорит о стабилизации процесса сдвижения на Орловском руднике при ведении горных работ.

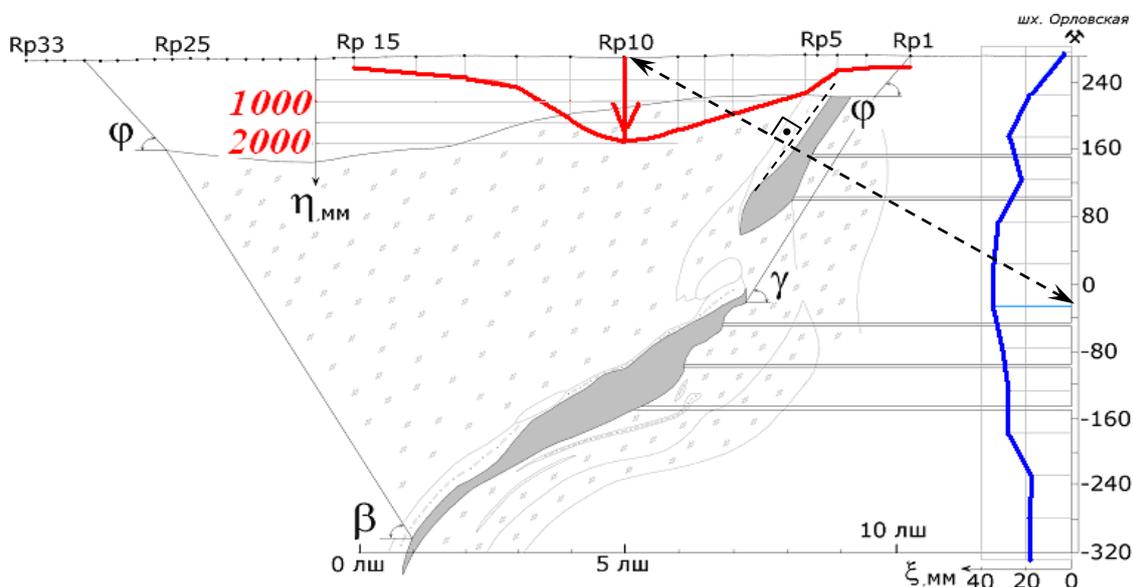


Рис. 4. Характер сдвижения массива по 0 линии ортов

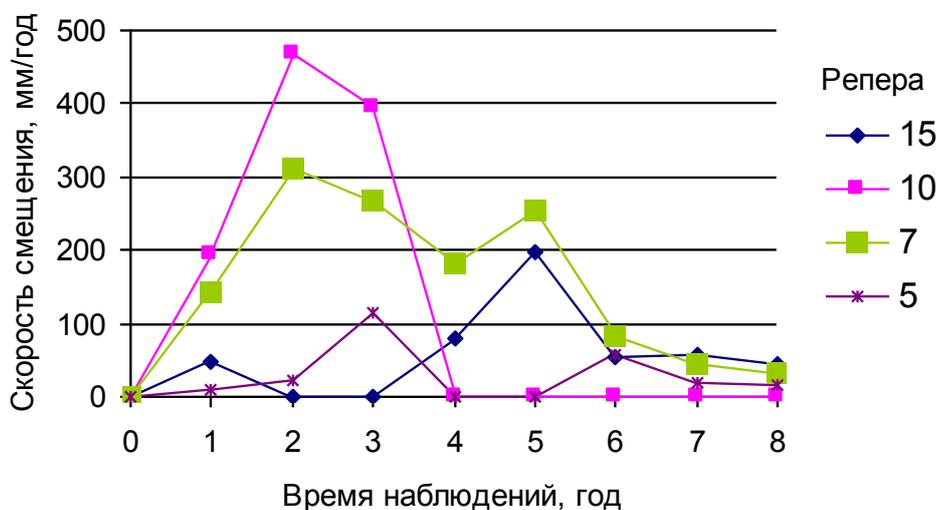


Рис. 5. Динамика смещений реперов в зависимости от времени заложения наблюдательной станции

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Терешин А.А. Геомеханическое обоснование методов управления искусственной кровлей при системе разработки горизонтальными слоями с нисходящей выемкой и закладкой: Автор. дис. ... канд. техн. наук. М., 2002.

УДК 622.271

С.Г. ОЖИГИН
О.Г. БЕСИМБАЕВА
С.Б. ОЖИГИНА
Д.В. МОЗЕР

**Мероприятия по укреплению транспортной бермы
в трещиноватых скальных породах на карьерах**

Решение задачи по выбору способа укрепления транспортной бермы основывается на базе изучения строения и прочности прибортового массива. Обследование фактического состояния бортов карьера показывает, что в скальных и полускальных трещиноватых массивах при вполне устойчивом состоянии всего борта наблюдаются локальные деформации уступов. Эти деформации приводят к обрушениям в виде вывалов породных блоков по поверхностям ослабления естественного происхождения.

Изучение трещиноватости прибортового массива карьера «Коньрат» позволило выявить шесть систем трещин со следующими геометрическими элементами залегания:

$$\begin{aligned} \alpha_1 = 298^\circ, \lambda_1 = 72^\circ; \alpha_2 = 14^\circ, \lambda_2 = 74^\circ; \\ \alpha_3 = 338^\circ, \lambda_3 = 79^\circ; \alpha_4 = 8^\circ, \lambda_4 = 42^\circ; \\ \alpha_5 = 75^\circ, \lambda_5 = 75^\circ; \alpha_6 = 298^\circ, \lambda_6 = 28^\circ. \end{aligned}$$

Установлено, что устойчивость приоткосного массива обусловлена устойчивостью отдельных породных призм и пирамид, оконтуренных с одной стороны поверхностью откоса, а с другой — одной или несколькими поверхностями ослабления [1].

Проведенные наблюдения за состоянием транспортной бермы карьера «Коньрат» в зоне интенсивной трещиноватости позволили прогнозировать механизм деформирования откоса уступа. В результате длительного воздействия атмосферных явлений (изменения температуры, паводковые воды, лёд, ветер) и буровзрывных работ происходит снижение прочности горного массива по трещинам. Раскрытие систем трещин при деформации может достигать 20 см и более, образуя призму возможного обрушения. Проведенные горно-геометрические измерения трещиноватости массива с помощью горного компаса ГК-2 показывают, что в начале происходит обрыв блока по второй системе крутопадающих трещин $\lambda_2 = 74^\circ$ с углом простирания $\alpha_2 = 14^\circ$. Далее призма обрушения формируется по четвертой системе трещин продольного залегания ($\alpha_4 = 8^\circ$ и угол падения $\lambda_4 = 42^\circ$), которая является наиболее опасной с точки зрения устойчивости.

Анализ установленной сетки трещиноватости (рис. 1) позволяет сделать вывод о том, что призма возможного обрушения имеет ширину от 8 до 12 метров, которая приводит к уменьшению ширины транспортной бермы до 18 метров.

С целью повышения устойчивости транспортной бермы и предотвращения развития деформаций по имеющимся трещинам, развивающихся в сторону железнодорожных путей, предлагается произвести укрепление бермы железобетонными сваями с жесткой арматурой. Расчет устойчивости откоса в районе транспортной бермы с учетом укрепления железобетонными сваями определяется геометрическими параметрами призмы возможного обрушения и несущей способностью железобетонного сечения и регламентируется «Временными методическими указаниями...» [2], а также «Методическим руководством...» [3].

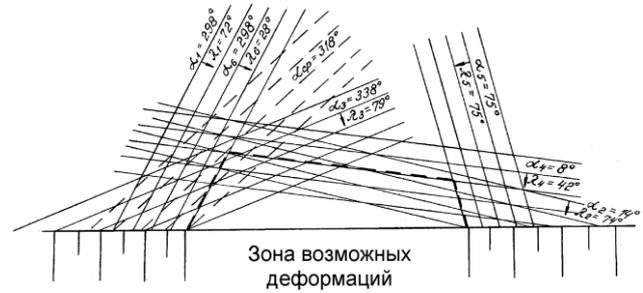


Рис. 1. Горно-геометрический анализ условий формирования призмы возможного обрушения

Определим по формуле величину дополнительного удерживающего усилия $\Delta F_{уд}$, которое необходимо приложить, чтобы обеспечить устойчивость уступа при нормативном коэффициенте запаса $n_H = 1,5$ и предотвратить тем самым деформацию транспортной бермы.

$$\Delta F_{уд} = F_{\alpha_i, \lambda_i} - F_{\alpha_i}$$

где $F_{уд.укр} = F_{сдв} \times n_H$;

$F_{сдв}$ — сдвигающие силы;

n_H — нормативный коэффициент устойчивости;

$F_{уд}$ — удерживающие силы.

На основании исследований определен опасный участок с интенсивной трещиноватостью по вертикальному сечению, перпендикулярному к простиранию откоса, где ширина транспортной бермы составляет 18 м.

Схема расположения скважин и их пространственная ориентировка определяется соответствующим расчетом на прочность и элементами залегания выявленных систем трещин (рис. 2).

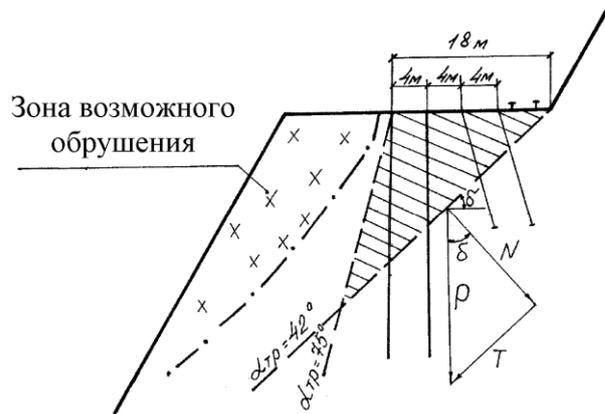


Рис. 2. Расчетная схема укрепления участка транспортной бермы

Сеть укрепляющих свай 4x4 м должна иметь следующий вид: ближайшие к железнодорожным путям ряды свай могут быть наклонными (рис. 3) под углом 75° для создания призмы упора для вышележащих горизонтов, а крайние ряды укрепляющих свай — вертикальными. При этом диагонально расположенные системы трещин (1,6,3) предлагается укреплять по среднему простиранию под углом 48° к оси транспортной бермы. Для укрепления четвертой системы трещин, имеющей самый большой

удельный вес в прогнозируемой призме обрушения, сваи следует располагать в пространстве под углом 82° к оси транспортной бермы.

Бурение скважин для свай, с учетом физико-механических свойств массива, производится буровыми станками типа СБШ. Арматура в скважине должна располагаться так, чтобы плоскость наибольшей жесткости арматуры была ориентирована по направлению действия сдвигающей силы. В качестве жесткой арматуры рекомендуются в употреблении железнодорожные рельсы. Наиболее целесообразно использовать рельсы типа Р-33, Р-50, Р-65. После спуска арматуры в скважину засыпается уплотни-

тель (щебень, гравий, песок).

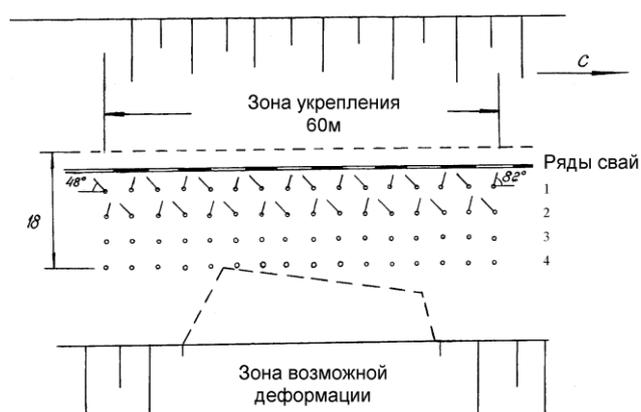


Рис. 3. Схема расположения укрепляющих свай на участке предполагаемых деформаций

Укрепление железобетонными сваями участка транспортной бермы, рассеченного сетью трещин, позволяет обеспечить устойчивое состояние опасного участка и предотвращает развитие призмы возможного обрушения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Попов И.И., Окатов Р.П., Низаметдинов Ф.К. Механика скальных массивов и устойчивость карьерных откосов. Алма-Ата: Наука, 1986. 256 с.
2. Временные методические указания по управлению устойчивостью бортов карьеров цветной металлургии. М.: Унипромедь, 1989. 189 с.
3. Методическое руководство по искусственному укреплению откосов скальных и полускальных пород на карьерах. ВНИМИ, Ленинград, 1967. 157 с.

УДК 622.284(574.32)

С.Н. ЛИС
А.Е. МАГЗУМОВ

Применение активной анкерной крепи на рудниках Жезказганского месторождения

Наибольшее число травм при проведении выработок буровзрывным способом происходит от обрушения пород кровли. Так, на примере предприятий Жезказганского региона можно видеть, что травматизм от обрушения горной массы составляет значительную долю от общего травматизма. Выборка по несчастным случаям, произошедшим на Жезказганских рудниках, свидетельствует, что травматизм от обрушения горной массы достигает 39% от общего количества травм, произошедших на горных предприятиях Жезказгана [1]. Опасность травмирования зависит от напряженно-деформированного состояния вскрываемых пород, их прочности, площади обнажения, наличия геологических нарушений, качества оборки породных навесов.

Снижение производственного травматизма от обрушения и вывалов пород зависит от обеспечения устойчивости пород в кровле выработки.

Для поддержания кровли очистных камер на рудниках Жезказганского месторождения применяется железобетонная штанговая крепь. Ежегодно устанавливается 350-400 тыс. штанг.

Экспериментальными исследованиями [2,3] установлено, что, несмотря на предпринимаемые

меры по увеличению устойчивости кровли камер, процесс сдвижения пород в массиве, особенно именно кровли, продолжается. Это связано главным образом с увеличением горного давления на нижних горизонтах и повышением интенсивности буровзрывных работ в забое.

Большинство отслоений происходит в призабойной зоне, что свидетельствует о низкой эффективности железобетонного штангового крепления в этой зоне. Это объясняется следующим:

- длительным сроком набора прочности цементного состава в условиях перераспределения горного давления;
- динамическим воздействием взрывных работ на породы непосредственной кровли;
- несовершенство технологии возведения железобетонных штанг.

Крепление пород кровли железобетонными штангами не оказывает существенного влияния на снижение частоты обрушения. С 1999 по 2001 годы, когда площадь отработки увеличилась в 1.5 раза, удельный вес обрушений вырос в 2.5 раза [1]. Данный факт объясняется тем, что в процессе интенсивной отработки площадь обнажения кровли увеличивается быстрее, чем стабилизируются напряжения и

сопутствующие им расслоения пород кровли. В результате на неустановившийся процесс деформирования пород, начавшийся в предыдущем цикле, накладывается новая волна напряжений, которая приводит к увеличению глубины разрушения пород. Таким образом, в призабойном пространстве на расстоянии 5-6 м от забоя, образуется зона неустановившегося давления. В первые сутки после установки штанги, ввиду того что цементный состав не набрал достаточной прочности, железобетонные штанги не влияют на распределение напряжений и расслоение пород в этой зоне. При креплении кровли железобетонной анкерной крепью необходима консервация забоя для набора цементной смесью нормативной прочности минимум на 18 часов [4]. В результате сократилось число подготовленных к бурению забоев и, как следствие, случаи нарушения технологической дисциплины (преждевременное начало взрывных работ), ухудшились условия безопасности работ в забое. Причем 70% отслоений приходится на призабойное пространство и происходит во время или сразу после взрывной отбойки руды, а обрушение пород наблюдается при любом шаге отставания крепи. Это связано с тем, что установка железобетонных штанг не может существенно повлиять на процесс перераспределения напряжений в зоне неустановившегося давления. Кроме того, бетон крепи, испытывая сейсмические действия взрыва, теряет прочность и разрушается, в результате чего несущая способность штанговой крепи значительно уменьшается и не превышает 40-50 кН.

Еще в 60-х годах XX века А. Югоном и А. Костом [5] были высказаны предположения, что если выждать некоторое время, пока произойдет понижение напряжений, то в призабойном пространстве образуется свод естественного равновесия и крепь должна будет противостоять уже меньшему давлению. Возникла идея установки временной крепи в призабойном пространстве. Для этого Жезказганским НИПИцветметом была разработана железобетонная самозаклинивающая штанговая крепь (ЖСШ). Крепь является двух-функциональной: работающей в режиме временной крепи при срабатывании эксцентрика в период схватывания бетона и в режиме постоянной крепи после твердения бетона. Несущая способность ЖСШ сразу после установки составляет 15-40 кН, через сутки 70-80 кН.

Однако анализ обрушений показал, что применение железобетонных самозаклинивающихся штанг не дало повышения устойчивости массива и предотвращения расслоения кровли. Частота отслоений в забое осталась практически на прежнем уровне, при этом более часто (40% случаев) наблюдается отслоение мощностью 0,2-0,5 м [4]. При незатвердевшем бетоне самозаклинивающиеся штанги не выполняют основного своего назначения — сохранения сплошности пород кровли и ее деформации в пределах допустимых величин. Если учитывать, что при обнажении кровли всегда происходит прогиб пород (исследования МГРИ, ИГД АН РК, ВНИИцветмет, Жезказганский

НИПИцветмет), возникают растягивающие и сжимающие напряжения, приводящие к расслоению и обрушению пород, то остановить этот процесс может только своевременно установленная и активно влияющая на породы крепь. Низкая эффективность железобетонной анкерной крепи объясняется тем, что в первые сутки, в момент перераспределения и концентрации в кровле камеры гравитационных, тектонических и сейсмических полей, бетон имеет еще недостаточное сцепление со стержнем анкера и породой.

Скорость смещений пород максимальна в начальный период после проведения выработки, а затем она постепенно уменьшается. Однако самозаклинивающиеся штанги именно в начальный период имеют минимальную несущую способность (1,5-4,0 кН) и максимальную податливость (120-150 мм). Поэтому ЖСШ не прекращает расслоения кровли, а только обеспечивает ее плавное опускание. Сравнительно большие по величине подвижки массива в зоне опорного давления способствуют раскрытию трещин преимущественно по напластованию и нормально секущих трещин. Приконтурная зона вблизи выработок нарушена на глубину 0,5-0,7 м трещинами, вызванными взрывными работами. Поэтому наличие ЖСШ существенно не влияет на геомеханические процессы, вызванные проведением выработки. Для этого необходима анкерная крепь, способная воспринимать значительные нагрузки сразу после установки штанги.

В 2004 г. были проведены испытания на «Анненском» и «Южном» рудниках Жезказганского месторождения сталеполлимерного анкерного крепления, имеющего высокую несущую способность (свыше 110 кН) сразу после установки анкера. Анкера из арматурной стали закреплялись в шпурах диаметром 35 мм полиэфирной композицией, образующейся при перемешивании ампул АКЦ, выпускаемых фирмой «Карбо-ЦАКК» (Россия).

Результаты испытаний показали, что крепление кровли очистных камер сталеполлимерными штангами обеспечивает устойчивость кровли. Состояние выработок на участках, закрепленных сталеполлимерными штангами, значительно улучшилось, уменьшилось количество вывалов горных пород, и не наблюдалось нарушений крепи. Проведение буровзрывных работ не повлияло на прочность закрепления анкеров. Таким образом, практически была подтверждена эффективность применения на Жезказганском месторождении анкерной крепи, имеющей высокую несущую способность сразу же после установки анкера.

Проблема состоит в том, что состав ампул АКЦ, применяемый для закрепления анкерного стержня, является токсичным и относится к третьей категории опасности. В состав ампул входят органические вещества, вредно влияющие на организм человека. Из композиции, находящейся в большем по объему канале, могут выделяться пары стирола. Пары стирола раздражают слизистые оболочки верхних дыхательных путей и глаз. При длительном воздействии стирол поражает нервную систему,

печень и кровеносные органы. Паста дибензоилпероксида (отвердитель) обладает токсичным действием общего и местного характера. При попадании на кожу и слизистые оболочки вызывает раздражение. В связи с этим ампулы АКЦ были признаны не соответствующими ГОСТу Республики Казахстан.

Таким образом, опыт применения анкерных крепей на рудниках Жезказганского месторождения показал: во-первых, необходимо эффективно применять анкерные крепи, активно влияющие на породы и имеющие высокую несущую способность сразу после установки анкера; во-вторых, такие крепи должны быть экологически чистыми и не должны быть токсичными.

Поэтому анкерное крепление в условиях Жезказганского региона должно отвечать следующим требованиям:

1. Иметь высокую несущую способность (более 110 кН).
2. Вступать в работу сразу после установки анкера, для чего иметь предварительное натяжение (активные анкера).
3. Для закрепления анкерного стержня должны использоваться экологически чистые материалы, не влияющие на здоровье людей.

В ТОО «Институт проблем комплексного освоения недр» г. Караганды разработаны ампулы АЦД на минеральной основе, полностью

соответствующие ГОСТу Республики Казахстан, при закреплении которыми анкера имеют несущую способность не ниже, чем при закреплении ампулами АКЦ. Кроме того, при использовании расширяющего материала в этих ампулах осуществляется не только закрепление анкеров, но и их автономное самонапряжение и создание распора как по направлению оси анкера, так и перпендикулярно ему, что повышает сопротивляемость закрепленного массива перегибу и смещению отдельных слоев относительно друг друга, возрастает устойчивость выработки за счет увеличения сил трения между плоскостями раздела горных пород.

В анкерах существующие напряжения, перпендикулярные оси анкера, возникают локально только в их хвостовой части, а в случае механического замкового закрепления анкера — в горных породах. Состав ампул АЦД позволяет создать напряжения, перпендикулярные оси анкера по всей его длине. В этом случае породы, находившиеся на контуре выработки в двухосном напряженном состоянии, по мере образования зоны неупругих деформаций с ростом третьей компоненты напряжений на границе упругой и неупругой зон переходят в трехосное напряженное состояние. При этом, как известно, предел прочности пород и границы их упругих деформаций увеличиваются, т.е. сопротивление системы «крепь-разгруженная породная оболочка вокруг выработки» повышается.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Аманжолов Э.А. Анализ устойчивости кровли очистных камер при камерно-(панельно-)столбовой системе разработки // Вестник ЖезУ. №1. Жезказган, 2001.
2. Чабдарова Ю.И., Шутков Ю.В., Бунин А.И. Горное давление в антиклинальных структурах Жезказгана. Алма-Ата: Наука, 1980. 195 с.
3. Ерофеев Н.П., Нугманов К.Х., Нуркиев М.Т., Балыкбаев Б.Н. Штанговая крепь в очистных выработках. Алма-Ата: Наука, 1981. 96 с.
4. Алипбергенов М.К., Есенбаев С.Е., Аманжолов Э.А., Кошумов Б.Х. Совершенствование анкерной крепи на рудниках Жезказгана // Горный журнал. 2002. №5. С. 76-78
5. Югон А., Кост А. Штанговое крепление горных выработок. М., 1962.

УДК 622.274:555,319

Б.Т. БЕРКАЛИЕВ
Б.Ж. ХАМИМОЛДА
Т.Д. МАЛЬЧЕНКО

Экспериментальные исследования технологии сплошной выемки маломощных рудных тел

Для отработки маломощных рудных тел авторами рекомендована технологическая схема сплошной выемки на базе применения машин с монорельсовым перемещением. С целью проверки рекомендуемой технологии в условиях действующего рудника были проведены экспериментальные исследования. Опытный блок был расположен на фланге рудного тела (рисунок). Для проведения экспериментов был составлен локальный проект. Рудное тело представлено кварцевой жилой и грейзенами; вмещающие породы — гранитами и адалмеллитами. Коэффициент крепости руды по шкале проф. М.М. Протодяконова $f = 12-14$. Плотность руды 2,6-2,9 т/м³. Коэффициент разрыхления руды — 1,6. Средняя мощность рудного тела в пределах опытного блока

равна 2 м. Угол падения — 86-88°. Вмещающие породы средней устойчивости. На откаточном горизонте рудное тело подсечено выработкой, пройденной из откаточного штрека вкост простирания рудного тела. Уточнение положения залегания рудного тела на горизонте будет осуществляться в процессе проведения подготовительно-нарезных выработок. Среднее содержание трехокси вольфрама — 0,76%, молибдена — 0,0375%.

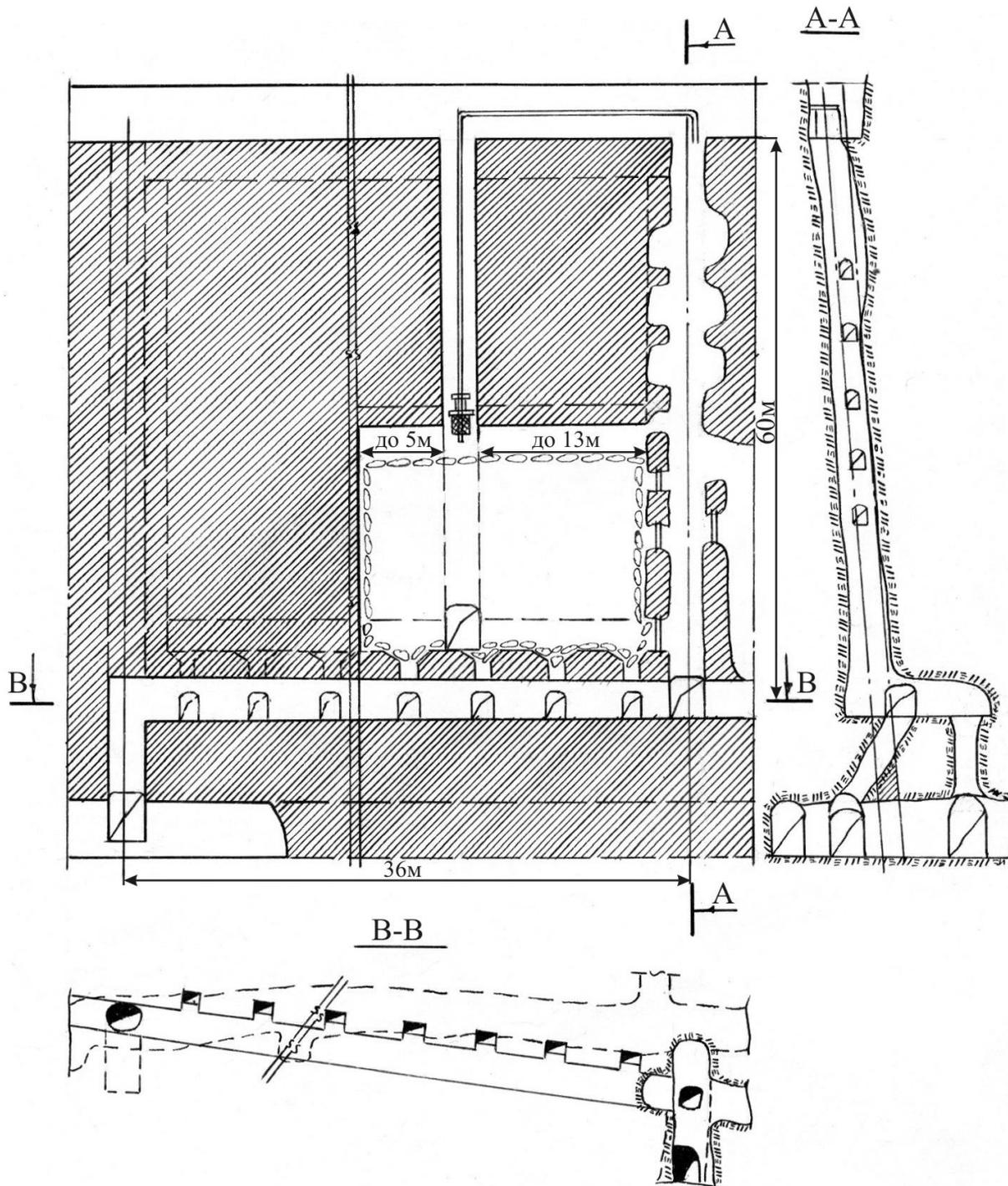
Геологическим нарушением опытный блок разбит на два участка (панели). Проектом предусматривается часть блока (от восстающего до нарушения) длиной 23 м обрабатывать спаренными прирезками, а фланговую часть блока длиной 13 м — одинарными

прирезками. В первой панели восстающий проводится в центральной ее части, а во второй — на фланге.

Подготовка блока к очистной выемке заключается в проходке скреперного штрека, который уже засечен с восстающего, — заходок из скреперного штрека. После проходки скреперного штрека в месте заложения бурового восстающего первой панели до уровня подсечки проводится дучка, из которой в сторону висячего блока жилы засекается монтажная камера КПВ. В камере монтируется проходческий комплекс КПВ-4А, после чего и проводится восстающий. Для безопасного доступа в монтажную камеру проводится вторая дучка, смежная с ранее пройденной. На уровне подсечки эти дучки сбиваются. Аналогично подготавливается к выемке после отработки первой и вторая панель. Проходка всех предусмотренных проектом выработок осуществляется в полном соответствии с типовыми проектами, применяющимися на руднике.

При проведении опытно-промышленных исследований предусматривалась отработка опытного блока системой разработки с отбойкой руды

скважинами (штанговыми шпурами) из восстающих с применением проходческого комплекса КПВ-4А, оборудованного буровым станком глубокого бурения КБУ-50. Отбитая руда частично выпускается, а оставшаяся — магазинизируется в очистном пространстве для его поддержания и одновременно поверхность замагазинизированной руды используется как рабочая площадка для демонтажа монорельса по мере подвигания очистного забоя. В первую очередь обрабатывается спаренными прирезками первая от восстающего панель (прирезки 1 и 2), затем вторая (прирезка 3). Параметры системы разработки: высота этажа — 60 м; длина блока — 36 м; ширина первой прирезки — 13 м; второй — 5; третьей — 12 м. Длина блока принята из размеров конкретного участка рудного тела, отведенного для проведения опытных работ. Меньший размер второй прирезки принят из условия обеспечения эффективного проветривания забоя за счет общешахтной депрессии в соответствии с требованиями ЕПБ.



Проект отработки опытного блока

Размер межблоковых целиков определяется по формуле Л.И. Барона

$$\delta' = \sqrt{q \cdot L}, \quad (1)$$

где $q = \frac{j \cdot H \cdot n \cdot k_H \cdot k_\alpha \cdot h \cdot B}{2000 \cdot k_T \cdot k_g \cdot \sigma_{сж} \cdot (h - h_0)}$ кН/м², (2)

$n = 1,4-1,7$ — коэффициент запаса прочности;
 h — расстояние по вертикали между окнами в восстающем, $h = 6$ м;
 B — ширина окна, $B = 2,0$ м;
 k_T — коэффициент структурного ослабления, принимается, $k_T = 0,5$;
 k_g — коэффициент, учитывающий время стояния целика;

h_x — высота окна, $h_x = 1,0$;
 k_H — коэффициент, учитывающий влияние размеров разрабатываемого участка при отношении ширины камеры к глубине разработки $H < 0,8-1,0$, $k_H = 0,7$;
 k_α — коэффициент, учитывающий влияние угла наклона рудного тела, $k_\alpha = 0,5$, при $\alpha = 85^\circ$;
 j — удельный вес пород кровли, кН/м³, $j = 26,5$ кН/м³;
 $\sigma_{сж}$ — предел прочности пород на сжатие, $\sigma_{сж} = 106$ МПа;
 L — длина блока по проекту (камеры), $L = 36$ м.
 Тогда:

$$q = \frac{26,5 \cdot 230 \cdot 1,7 \cdot 0,7 \cdot 0,5 \cdot 8,2}{2000 \cdot 0,5 \cdot 0,7 \cdot 106(6-1)} = 0,117 \text{ кН/м}^2,$$

и

$$a' = \sqrt{0,117 \cdot 36} = 2 \text{ м.}$$

Общая ширина целика с учетом ширины восстающего:

$$a = 2 \cdot a' + a_a = 2 \cdot 2 + 2 = 6 \text{ м.} \quad (3)$$

Общая ширина целика с учетом его размера вкрест простирания определяется по формуле, при ($a/m > 1$),

$$a = \sqrt{q_1 \cdot L \cdot m}, \quad (4)$$

где $q_1 = \frac{j \cdot H \cdot k_H \cdot k_\alpha \cdot k_n}{1000 \cdot k_T \cdot k \cdot k_g \cdot \sigma_{не}} = \frac{26,5 \cdot 230 \cdot 1,7 \cdot 0,7 \cdot 2}{1000 \cdot 0,5 \cdot 0,7 \cdot 10,6} = 0,39$
кН/м²,

$$k_i = \frac{a \cdot h}{2a \cdot (h - h_x)} = \frac{5 \cdot 6}{2 \cdot 1,7 \cdot (6 - 1)} = 1,76, \quad (5)$$

$$a = \sqrt{0,39 \cdot 36 \cdot 1,76} = 5 \text{ м.}$$

С учетом скважинной отбойки руды в камерах общая ширина целика вместе с восстающим: $\hat{a} = 5 + 2 \cdot 0,7 = 6,4 \text{ м.}$

Организация очистных работ в выемочной прирезке следующая. После дистанционного отбора проб воздуха в забое, осмотра узлов полка и бурового станка, горнорабочие опускаются в кабине комплекса КПВ-4А в очистной забой. В восстающем устанавливают и раскрепляют буровой станок в борта выработки, опускают ниже полок на 0,5-1,0 м и фиксируют его в этом положении. К монорельсу подсоединяется распределительная головка и производится обуривание забоя. По окончании смены станок демонтируется, укладывается на платформу комплекса и полк выезжает на вентиляционный горизонт. После обуривания 1-2 рядов скважин с почвы замагазинизированной руды демонтируют участок монорельса, осуществляют зарядку скважин с полка и коммутацию взрывной сети. Полк поднимается на вентиляционный горизонт и производится взрывание скважин. Частично отбитая руда выпускается на скреперный штрек и скреперной лебедкой доставляется к рудоспуску и погружается в вагоны. Проветривание забоя осуществляется за счет общешахтной депрессии.

При бурении диаметр скважин — 50-65 мм. При отсутствии необходимого бурового оборудования возможна мелкошпуровая отбойка руды с применением переносного бурового оборудования. Доставка бурового станка в очистной забой осуществляется на платформе полка. Параметры буровзрывных работ определяются экспериментальным путем в результате корректировки принятых параметров отбойки по данным опытных взрывов. Предварительно параметры буровзрывных работ устанавливаются расчетом.

Л.Н.С. рассчитывается по формуле Л.И.Барона.

$$W = d \cdot \sqrt{\frac{0,786 \cdot \Delta \cdot k_3}{m \cdot q}}, \quad (6)$$

где d — диаметр скважины, $d = 56 \text{ мм} = 0,045 \text{ м}$;
 Δ — плотность ВВ, $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$;
 k_3 — коэффициент заполнения скважин, $k_3 = 0,7$;
 m — коэффициент сближения зарядов, $m = 1$,
рекомендуется принимать при ориентации трещин в направлении, параллельном плоскости забоя;
 q — удельный расход ВВ на отбойку, принят, по данным рудника, равным $0,84 \text{ кг/м}^3$.

$$W = 0,056 \sqrt{\frac{0,785 \cdot 1000 \cdot 0,7}{1 \cdot 0,84}} = 1,5 \text{ м.}$$

При отбойке параллельными скважинами расстояние между ними определяется:

$$a = m \cdot W = 1 \cdot 1,5 = 1,5 \text{ м.}$$

Число скважин в отбиваемом слое:

$$N_c = \frac{(B_c - 2a_{\text{од}})}{a} + 1, \quad (7)$$

где B_c — ширина слоя, $B_c = 2,0 \text{ м}$;
 $a_{\text{кр}}$ — расстояние от крайних скважин до контура забоя; $a_{\text{кр}} = 0,4 \text{ м}$.

$$N_c = \frac{(2 - 2 \cdot 0,4)}{1,5} + 1 = 2 \text{ скв.}$$

Общая длина скважин в слое в обеих прирезках:

$$L_c = \sum_{i=1}^n N_c \cdot l_{ci} = 25 + 2 \cdot 13 = 36 \text{ м,} \quad (8)$$

где l_{ci} — длина скважины в i -й прирезке, м.
Объем отбойки в слое:

$$V_c = B \cdot W \cdot l, \text{ м}^3, \quad (9)$$

где l — суммарная ширина прирезок (слоя), м;

$$V_c = 2 \cdot 1,5 \cdot 18 = 54 \text{ м}^3.$$

Длина скважины на 1 м^3 отбитой руды, м

$$l_a = \frac{n \cdot l_c}{V_c} = \frac{2 \cdot 36}{54} = 0,67 \text{ м.} \quad (10)$$

Выход руды при отбойке, м³/м

$$V_o = \frac{1}{l_a} = \frac{1}{0,67} = 1,5. \quad (11)$$

Общий расход ВВ на отбойку, кг

$$Q_{\text{ВВ}} = q_c \cdot l_c \cdot k_c, \quad (12)$$

где $q_c = 1,77 \text{ кг/м}$

$$Q_{\text{ВВ}} = 1,77 \cdot 36 \cdot 0,7 = 44,6 \text{ кг.}$$

Удельный расход ВВ, кг/м³

$$q = \frac{a_{\text{ВВ}}}{V_c} = \frac{44,6}{54} = 0,38 \text{ кг/м}^3. \quad (13)$$

Рекомендована секционная отбойка руды, количество одновременно взрываемых рядов скважин в секции 1-2, что связано с необходимостью поддержания уровня замагазинизированной руды не ниже 2-2,5 м от забоя для демонтажа монорельсов. Зарядка

осуществляется с полка КПВ. Взрывание электрическое с замедлением.

Средства механизации буровых и взрывных работ: КПВ-4 для доставки бурового оборудования, инструментов, ВВ и людей в забой; буровые станки типа КБУ — 50 или «Удар-2»; пневмозарядчик типа ЭП-5.

Проветривание очистных работ в прирезках опытного блока осуществляется за счет общешахтной депрессии.

Свежая струя из откаточного штрека через сбойки поступает на скреперный штрек и восстающий и через окна в восстающем омывает очистные забои, и загрязненный воздух отводится по буровому восстающему на вентиляционный горизонт. Наибольшее количество воздуха для проветривания камер по количеству одновременно взрываемого ВВ определяется по формуле:

$$Q = \frac{50}{t} \cdot \sqrt{L \cdot A \cdot W_k}, \quad (14)$$

где A — количество одновременно взрываемого ВВ (кг);

$L = 0,115$ — для блоков с несколькими поверхностями контакта замагазинизированной руды с боковыми породами;
 W_k — объем камеры, m^3 ;
 t — время проветривания, мин.;

$$Q = \frac{50}{30} \sqrt{0,115 \cdot 89,2 \cdot 1840} = 3,8 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Количество воздуха по минимальной скорости движения воздуха ($V = 0,5 \text{ м/с}$);

$$Q = V S = 0,6 \cdot 0,4 = 2 \text{ м}^3/\text{с}. \quad (15)$$

Количество воздуха по числу работающих (n)

$$Q = 6 \cdot n \cdot k_z = 6 \cdot 4 \cdot 1,3 = 0,52 \text{ м}^3/\text{с},$$

где k_z — коэффициент запаса, $k_z = 1,3$.

Для проветривания опытного блока количество воздуха должно быть не меньше $3,8 \text{ м}^3/\text{с}$.

Все горные работы в очистном блоке должны вестись в полном соответствии с «Едиными правилами безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом», «Едиными правилами безопасности при взрывных работах», «Правилами технической эксплуатации...», «Инструкцией по проходке восстающих выработок комплексом КПВ-4А», кроме того, необходимо соблюдать следующие правила техники безопасности:

- работы по демонтажу монорельса производить с почвы замагазинизированной руды только с пристегнутыми монтажными поясами;

- все работы в буровом восстающем производить под защитой зонта.

Запасы руды в целиках являются временно неактивными, которые будут погашаться позднее. Потеря руды при отбойке за контуром рудной жилы определяется по формуле:

$$\dot{i} = \frac{\dot{l}}{\left(\frac{2}{\lambda} - 1\right)(1 + \sqrt{\dot{l}})^2}, \quad (16)$$

где λ — сложность рудного тела, $\lambda = 0,39$;

M — оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием, $M = 1,85$.

Разубоживание по системе складывается из разубоживания при отбойке и от примешивания пустых пород:

$$R = \frac{\lambda}{2 \cdot (1 + \sqrt{\dot{l}}) \cdot [1 + \sqrt{\mu} \cdot (1 - \lambda)]}. \quad (17)$$

В табл. 1 приведены результаты расчета потерь и разубоживания руды, в табл. 2 — технико-экономические показатели отработки опытного блока.

Таблица 1

ПОТЕРИ И РАЗУБОЖИВАНИЕ РУДЫ

Наименование показателей	Значение
Балансовые запасы руды, тыс. т	11,66
Потери руды при отбойке, %	8,0
Потери руды в межлоковых целиках, %	4,8
Всего потерь по блоку, %	12,8
Временно неактивные запасы, тыс. т	2,49
Разубоживание при отбойке, %	4,5
Разубоживание от примешивания пустых пород при проходке подготовительно-нарезных выработок, %	3,87
Всего разубоживания по блоку (среднее по вариантам), %	8,4

Таблица 2

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОТРАБОТКИ ОПЫТНОГО БЛОКА

Наименование показателей	Система разработки с магазином	Опытный блок
Длина блока, м	36	36
Высота этажа, м	60	60
Количество прирезок в блоке	-	3
Ширина прирезки, м	-	13; 5; 12
Мощность рудного тела, м	2	2
Балансовые запасы блока, т	11660	11660
Потери, %	14	12,8
Разубоживание, %	12	8,2
Эксплуатационные запасы руды, т	8050	8360
Содержание в горной массе W_{O_2} , %	0,66	0,69
Содержание в горной массе Mo , %	0,033	0,035
Удельный объем горно-подготовительных и нарезных работ, m^3/t	0,09	0,112
Параметры расположения скважин, м	-	1,5×1,5
Число одновременно взрываваемых рядов скважин	-	2
Расход ВВ при очистной выемке, кг/м ³	1,0	0,83
Производительность труда забойного рабочего, $m^3/\text{чел.смену}$	5,5	9
Производительность труда бурильщика, $m^3/\text{чел.смену}$	11	13,5

Таким образом, эксперименты, проведенные в условиях действующего рудника, показали, что рекомендуемая технология сплошной выемки значительно улучшает технико-экономические показатели предприятия и условия труда и безопасность работ. Технология нашла применение на аналогичных рудниках Казахстана, Урала, Узбекистана.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Горное дело: Терминологический словарь / Л.И. Барон, Г.П. Демидюк, Г.Д. Лидин и др. М.: Недра, 1985.

УДК 622.86:622.26.004.5

В.С. ХАРЬКОВСКИЙ
В.Ф. ДЕМИН
Н.Н. ТУЛЕПОВ
Т.В. ДЕМИНА

Создание методики оценки безопасности очистных работ при отработке угольных пластов

Утвержденная указом Президента РК стратегия индустриально-инновационного развития страны путем диверсификации отраслей экономики и ухода от сырьевой направленности предусматривает создание высокотехнологичных предприятий, увеличение конкурентоспособных и экспортно-ориентированных товаров, расширение действующей сырьевой базы горно-металлургического комплекса.

Обеспечение высокого уровня интенсификации и концентрации очистных работ на базе комплексной механизации и автоматизации процессов угледобычи с оптимальными параметрами и минимальным риском их функционирования является главным критерием эффективного горного производства.

Ведение горных работ сопряжено с опасными проявлениями горного давления (обрушение кровли в очистных забоях, пород — в подготовительных и капитальных выработках, разрушение крепи в горных выработках, горные удары при ведении очистных и горно-проходческих работ), разрушительными последствиями возможных взрывов и внезапных выбросов газа и пыли, вредным влиянием на здоровье подземных рабочих запыленной и загазованной рудничной атмосферы, повышенной влажности и температуры. Частота и характер проявления этих опасных явлений, интенсивность их влияния на условия работы и нахождение в шахте людей в той или иной мере обуславливаются соответствующей технологией ведения горных работ, вариантом технологической схемы разработки.

Однако технологическая схема подземной разработки угольных пластов настолько сложна и многоэлементна, а природные условия так изменчивы, что возможность остановки технологического процесса всегда существует. Устранение причин остановки и возобновление работы занимают определенное время. Поэтому конструирование технологической схемы должно сводиться к применению таких элементов, при которых возможность наступления аварийных ситуаций становится маловероятной. Наряду с повышением интенсивности выполнения процессов очистной выемки, ухудшением горно-геологических условий и наличием большого объема ручных немеханизированных работ необходимо обеспечение безопасных условий труда и соблюдение санитарно-гигиенических норм. Соблюдение техники безопасности важно для снижения уровня производственного травматизма. В этих условиях вопросам безопасности должно уделяться повышенное внимание.

Для количественной оценки применения технологических решений в теории и практике

горного производства существует ограниченное количество методик. Одна из известных заключается в применении вероятностных зависимостей [1]. Зависимость вероятности (P_m) несчастного случая от факторов, обусловленных технологией, описывается формулой:

$$P_m = 1 - \exp[-t_k / \lambda],$$

где λ — параметр распределения, характеризующий интенсивность несчастных случаев за анализируемый период (t_k).

Вероятность безопасной работы ($P_{\bar{o}}$) в течение срока ресурса техники (t_m) рассчитывается по формуле:

$$P_{\bar{o}} = (1 - P_m)^{t_m / t_k}.$$

Годовой социально-экономический эффект (Δ_i) в результате применения нового варианта технического решения на улучшение i -го социального фактора определяется по формуле:

$$\Delta_i = (1 - \gamma_i) \frac{R_{Ri}}{K_{Ri}} K_{ni},$$

где R_{Ri} — приведенные годовые затраты, необходимые для достижения i -го социального результата в базовом варианте;

λ_i — коэффициент, характеризующий соотношение удельных затрат, необходимых для достижения единицы i -го социального результата, доли единицы;

K_{Ri} и K_{ni} — соответственно фактическое и нормативное значение i -го социального фактора, натуральные единицы.

Приведенный методический подход дает возможность определять уровень безопасности технологических схем в зависимости от производственных факторов, однако применение его связано необходимостью наличия дополнительных объемов информации, что не всегда достижимо. Более приемлемым, на наш взгляд, является методологический подход, основанный на оценке технического уровня оборудования, производственной деятельности работающих и эффективности применяемых технологических решений в заданных горно-геологических условиях.

Вложение значительных средств в оборудование для тяжелых условий работы, в современную инфраструктуру и управленческие системы для сокращения аварийности, а следовательно, и травматизма не всегда приносит желаемые результаты. Поэтому необходим поиск новых, более действенных решений для каждой структурной подсистемы, выполняемых производственных

процессов, операций, приемов, производимых в шахте.

В методах ситуационного анализа в условиях неопределенности под риском понимают вероятность получения негативных результатов при проведении определенной политики или внедрение технологических мероприятий с оценкой по уровням от минимального до максимальной категории риска, который задается следующим образом [2]:

$$Q_p^2 = \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N P_{ij} * W_i * W_j * Q_i * Q_j,$$

где Q_p^2 — стандартное отклонение решения;

W_j — удельный вес j -го предложения;

Q_i — стандартное отклонение i -го предложения;

P_{ij} — коэффициент корреляции между техническими предложениями.

Если за N_T обозначить число случаев травмирования, а за T_3 продолжительность работы лавы, то соотношение их $\frac{N_0}{T_3}$ является прогнозной

вероятностью, частотой несчастных случаев, а отношения $\frac{N_0}{N_0}$ явится риском или частотой событий.

Тогда выражение $1 - \frac{N_0}{N_0}$ — будет определять

надежность безопасной работы системы, где N_0 — общее количество лиц, работающих на очистных работах. Таким образом, данная зависимость выражает условие безопасной эксплуатации системы.

При возникновении аварии обуславливается необходимость в компенсации от снижения производительности системы на её восстановление. При этом время на компенсацию восстановления функционирования системы зависит от объема масштабности аварийной ситуации и потребует полного или частичного возмещения затрат. Система не должна допускать критических ситуаций с выходом за пределы области допустимых параметров, устанавливаемых риском, что и является условием безопасной работы системы. Реализация риска может оцениваться по состоянию безопасности, по производительности и через введение затрат.

Использование при этом инструмента информатики является только детализировкой или построением модели. Введение же в алгоритм горно-геологических, технологических, социальных и экономических элементов позволит определить риск воздействия определенных влияющих факторов и прогнозировать развитие риска производственных процессов технологической схемы очистных работ. Интеллектуальные информационные системы способны диагностировать состояние предприятия или его подсистемы и оказывать помощь в антикризисном управлении с обеспечением выбора оптимальных решений по стратегии развития предприятия.

По результатам обработки имеющейся информационной базы (N — наблюдаемых объектов — лав) с использованием методов математической статистики и корреляционного анализа установлены

интенсивности травмирования работающих при различных условиях (λ_i) в очистных забоях, оборудованных принятыми средствами механизации, а также возможная интенсивность травмирования (λ_0) при соответствующем наборе следующих горно-геологических и технологических параметров. Тогда соотношение

$$\frac{\lambda_0}{\sum_{i=1}^n \frac{\lambda_i}{N} + \lambda_0}$$

можно рассматривать как вероятность эксплуатации подсистемы «очистные работы» с минимальной травмоопасностью (риском) производства технологических процессов. При числе травмированных за определенный выбранный промежуток на очистных работах (N_T) и количестве персонала, подвергающегося опасности (N_B), их частное $\frac{N_T}{N_B}$ характеризует вероятность возникновения травмоопасной ситуации.

Одной из важных причин, сдерживающих более быстрый рост технико-экономических показателей и повышение безопасности очистных работ, является ограниченная длина комплексно-механизированных лав.

В Карагандинском бассейне длина лавы изменяется от 120 до 236 м и в среднем составляет около 180 м, хотя в зарубежной практике с индустриально развитой угольной промышленностью составляет в среднем от 260 м (в Германии) до 313 м (в США). При увеличении длины лавы обеспечивается: снижение удельного веса трудоемких вспомогательных операций на концевых участках; снижение вывалообразования породы [3]; повышение безопасности очистных работ в связи с уменьшением объема травмоопасных ручных работ на сопряжениях; увеличение нагрузки на очистной забой и производительности труда рабочих, так как при увеличении длины лавы на 10 % возрастает коэффициент машинного времени комбайна на 3,0-3,5 % и производительность труда рабочего на 2,5-4,0 % [4]; уменьшение в 1,3-1,5 раза удельного объема проводимых выемочных выработок, трудоемких ручных работ по оборудованию их трубопроводами, кабелями, вспомогательным транспортом и т.д.; уменьшение количества монтажей и демонтажей очистных комплексов, при производстве которых также характерна повышенная травмоопасность работ; в отдельных случаях (например, при газодренажных пластовых выработках) снижение эксплуатационных потерь и опасности возникновения эндогенных пожаров; удлинение в 1,3-1,5 раза сроков отработки выемочных столбов (полей) и снижение напряженности воспроизводства очистного фронта, что имеет большое значение для стабильной работы шахт по добыче.

Установлено влияние скорости подвигания очистных забоев (V_L , м/сут) на интенсивность вывалообразования ($N_{выв}$, вывалов на 1м лавы) [5]:

$$N_{выв} = (0,22 / V_L) + 0,16.$$

Особенно резко увеличивается вывалообразование при переходе дизъюнктивных нарушений при скорости подвигания лавы менее 1,5 м/сут. Вывалообразование подразделяет снижение уровня безопасности работ [3]. Для шахт Донецкого бассейна установлено, что при прочих равных условиях прирост среднесуточной добычи по шахте на 10% увеличивает производительность труда на 2,3-3,7 %, снижает себестоимость на 0,6-1,1 % и наряду с этим обеспечивается повышение устойчивости призабойного пространства лав и прилегающих выработок за счет уменьшения интенсивности смещений пород почвы и кровли на 50%, что влечет снижение объема трудоемких работ и, как следствие, обеспечивает безопасные условия работы [6].

Отжим угля в призабойной части пласта происходит при определенной величине смещения кровли, а также скорости подвигания очистного забоя. Исследованиями [7] установлено, что при увеличении скорости продвигания лавы (более 8 м/сут или в 2,2-2,8 раза) величина смещений кровли уменьшается в 1,2-1,5 раза, нагрузка на крепь в 1,3-2,0 раза. Таким образом, скорость подвигания очистного забоя влияет не только на смещения кровли и ее устойчивость при обнажении, но и на безопасность работ и производственный травматизм от отжима угля, обрушения пород в призабойном пространстве, а также при проведении процессов, направленных на ликвидацию последствий обрушения пород. Таким образом, лава должна иметь как можно большую длину, насколько позволяют горно-геологические и горно-технические условия, с тем, чтобы очистные работы были наиболее экономичными и безопасными. До тех пор, пока удаётся достаточно полно оценивать технические ограничения и достигать высоких нагрузок на очистной забой, такой подход к выбору оптимальной длины лавы, без сомнения, оправдан.

Хотя значительное повышение цен на очистные комплексы в последние годы должно повлечь за собой изменение оптимальной длины лавы. В этом случае необходимо проверять, соответствует ли выбранная длина лавы по оптимальности, для чего нужен соответствующий инструмент или критерий оптимальности.

Введение в вышепредставленное выражение сменной нагрузки на очистной забой ($A_{см}$) и скорости подвигания лавы ($V_{оз}$) в обратно пропорциональной зависимости показывает их положительное влияние на экономические показатели и на параметры травмобезопасности (снижение риска) ведения очистных работ. Вышеприведенные суждения по влияющим значимым факторам и по «чувствительности» величины количественной меры опасности производственных процессов технологических схем к длине и скорости подвигания очистного забоя позволяют представить окончательный вид критерия безопасности. Количественно критерий меры опасности ($S_{мин}$) технологической схемы очистной выемки примет следующий вид:

$$S_{\min} = \frac{\lambda_0}{\sum_{i=1}^n \frac{\lambda_i}{N} + \lambda_0} * \frac{N_B}{N_i * A_{см} * L_e * V_{i_c}}$$

Вышеприведенные методические предпосылки позволяют учесть влияние организационных, социально-экономических, технических и технологических факторов на количественную меру опасности ведения очистных работ при различной степени их интенсивности и концентрации.

Разработанный критерий количественной меры опасности горных работ позволяет сравнить уровни опасности (безопасности) технологических процессов, выявить наиболее опасные производственные факторы и причины травматизма, оценить степень участия человека в производственной деятельности при оценке травматизма, классифицировать производства по вероятности травмирования (рisku) персонала и предметно обосновать систему технических и технологических мероприятий по снижению вероятности травмирования (риска) и нейтрализации наиболее опасных условий и участков работы.

Поэтому этот критерий по оценке безопасности горных работ должен быть заложен в модель подсистемы «очистные работы», что позволит адекватно учитывать специфику конкретных горно-геологических условий, параметры технологии выемки угольных пластов, характер протекания во времени производственных процессов, а также технические, технологические и организационные ограничения, имеющие место на шахтах.

Представленный подход позволил создать имитационную модель производственных процессов очистных работ для установления экономичных, эффективных и в то же время безопасных технологических схем и оптимальных количественных параметров, определяющих их структуру, с разбивкой данной задачи на следующие этапы.

На первом этапе посредством экономико-математического моделирования определяются технически эффективные и экономические звенья и параметры (или состояния) каждого из слагающих элементов технологической схемы.

А на втором этапе на базе установленных по критериям безопасности оптимальных соотношений технологической схемы очистных работ и на основе полученной достоверной информации первого этапа уточняются, сужая или расширяя согласованные области, эффективные параметры эксплуатации (рисунок). Таким образом, представленная сетевая структура производственных процессов по элементам технологической схемы очистных работ допускает значительное множество возможных вариантов. Эта задача эффективно решается методом динамического программирования [8], математическая постановка которого устанавливает процедуру нахождения оптимального согласования последовательности состояний подсистемы шахты «очистные работы». Задача с решением посредством динамического программирования записывается следующим образом: многошаговый процесс развития объекта выражают

U_{1a} — управление через требования безопасности к технологическим процессам; U_{16} — управление через санитарно-гигиенические и эргономические требования; U'_m, \dots, U''_m — воздействие на горно-геологические факторы, управление через горно-технические, технологические, организационные, системные и экономические факторы

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Евдокимов Ф.И., Мизина Е.В. Социально-технический уровень технологических схем угледобычи и методы их количественной оценки // Уголь. 1991. №7. С. 32-36.
2. Романов В.П. Интеллектуальные информационные системы в экономике. М.: Экзамен, 2003. С. 134-138.
3. Харьковский В.С., Демин В.Ф., Демина Т.В. Исследование по предупреждению проявлений горного давления при обработке мощных угольных пластов // Тр. ун-та. Караганда: КарГТУ, 2001. №3. С. 43-46.
4. Костарев А.П. Передовой опыт эффективного использования нового очистного оборудования: Экспресс-информация / ЦНИЭИуголь, М., 1987. С. 25-26.
5. Мирошников Г.П. Влияние скорости подвигания и длины очистного забоя на эффективность перехода дизъюнктивных нарушений // Совершенствование технологий подземных горных работ: Научные сообщения / ИГД им. А.А. Скочинского, М., 1984. С. 49.
6. Освоение проектных показателей шахт / А.С. Сагинов, Б.С. Курдяев, С.С. Квон и др., М.: Недра, 1972. 123 с.
7. Кравченко В.И. Безопасность при управлении горным давлением в лавах пологих пластов. М.: Недра, 1975. С. 215.
8. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт. М.: Недра, 1976. С. 112-120.

УДК 622.86:622.26.004.5

Т.В. ДЕМИНА

Концептуальная структура имитационной модели системы обеспечения безопасности работ в лавах с высокой сменной нагрузкой

Значительного увеличения производства по добыче угля, повышения производительности труда и безопасности работ можно достичь, как показывает мировой опыт, только за счет эффективной реструктуризации шахтного фонда, создания высокопроизводительных очистных забоев и шахт по принципу «шахта-пласт» или «шахта-лава», совершенствования технологических схем и применения оптимальных параметров выемочных и шахтных полей.

Условия ведения горных работ на шахтах, обрабатывающих угольные пласты Карагандинского бассейна, являются одними из самых сложных среди угольных предприятий, ведущих добычу подземным способом на территории стран СНГ, из-за увеличения глубины разработки, величины горного давления, газоносности и выбросоопасности пластов, повышенной изменчивости угла падения и мощности пласта, интенсивной тектонической нарушенности, слабых пород почвы, наличия неустойчивых и трудноуправляемых пород кровли, большого объема подземных горных коммуникаций, отставания работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов на действующих шахтах и т.д.

Вопросам повышения безопасности горных работ посвящены исследования научно-исследовательских институтов ИГД им. А.А. Скочинского, ВостНИИ, МакНИИ, КазНИИБГП и др. На разработку основ оценки и анализа производственного травматизма на угольных шахтах направлены работы И.А. Бабокина, И.В. Парфеновой, Ю.И. Полякова, В.И. Соколовского, А.А. Форсюк и других известных ученых.

Осуществляемая в последние пять лет на шахтах угольного департамента техническая политика перехода на работу очистных забоев по принципу «шахта-лава» с высокой степенью концентрации горных работ с содержанием на каждой из шахт не более 1-2 очистных забоев (или 1,2-1,3 лавы на млн. т добычи) дала существенный толчок и положительные

результаты, несмотря на доставшееся наследие инерционного социалистического хозяйствования с разветвленной системой горных выработок. Достигнутая среднесуточная нагрузка на лаву 2859 т в 2002 г. и 3255 т — 2003 г. является достаточно решительным шагом по совершенствованию комплекса очистных работ.

Безопасность труда в угольной промышленности достигается осуществлением комплекса мероприятий на основе технического перевооружения отрасли посредством широкого внедрения средств комплексной механизации, автоматизации производственных процессов, снижения трудоемкости работ и др.

Трудоемкость процессов на очистных (более ощутимо на 25-30 % в год) и подготовительных (в последнее время — менее интенсивно) работах снизилась и почти достигла, это касается в большей мере очистных работ, показателей, полученных в лучшие годы работы шахт.

В целом на шахтах УД ОАО «Испат-Кармет» наметилась устойчивая тенденция к снижению производственного травматизма. В 2002 г. по сравнению с 1998 г. очень сократилось число несчастных случаев (на 487 случаев). Это связано с организационными мероприятиями по материальной ответственности работающих всех уровней за нарушение правил «Техники безопасности на угольных предприятиях», которые были приняты в 1998 г., влияющее на зарплату трудящихся и условия последующего перезаключения индивидуального трудового договора. Однако коэффициент тяжести травматизма, в отличие от коэффициента частоты, наоборот, возрос на 20 %. Коэффициент частоты смертельного травматизма на 1 млн. т добытого угля имеет тенденцию к снижению, и в 2002г. по сравнению с 1998 г. он снизился почти на 20%, при этом превышая в 13 раз аналогичный показатель на угольных шахтах США, где добывается почти в 70 раз

угля больше, чем на шахтах Карагандинского бассейна.

Таким образом, для выхода на новый более высокий уровень темпов развития угольных шахт региона необходимы качественно новые технологические решения по вскрытию, подготовке, системам разработки, механизации процессов горного производства, а особенно по очистным работам, определяющим эффективность всего горного хозяйства. Очистные работы в выемочном столбе включают в себя: работы по проведению и поддержанию выработок; доставку, монтаж-демонтаж оборудования; транспортирование угля — и представляют собой комплекс процессов и операций, происходящих в лаве и на прилегающих выработках (рисунок): основных (выемка полезного ископаемого, дробление его, погрузка и транспортировка к погрузочному пункту, передвижка конвейера, крепление забоя, управление горным давлением, устройство ниш, мероприятия по снижению пылеобразования и газовыделения) и вспомогательных (доставка материалов и оборудования, ремонтно-подготовительные работы).

Применяемые в настоящее время методики дают возможность определять уровень безопасности технологических схем в зависимости от действующих производственных факторов, однако они недостаточно достоверно и полно учитывают характер и особенности технологических процессов очистных работ в лаве, особенно при интенсивной отработке пластов высокопроизводительными очистными забоями в сложных горно-геологических и горно-технических условиях эксплуатации. Существенным недостатком применяемых показателей травматизма является невозможность указать оптимальные пределы тех параметров (например длину лавы, скорость ее подвигания, численность трудящихся и т.д.), при которых уровень травматизма сводился бы к минимуму или был бы полностью ликвидирован.

Поэтому нами разработан методический подход по исследованию производственного травматизма, оценке травмоопасности горных работ и установлению безопасных условий труда в очистных забоях угольных шахт с высокой сменной нагрузкой.

Концептуальная структура имитационной модели создания системы обеспечения безопасности работ в лавах

с высокой сменной нагрузкой включает следующее:

Автоматизированная информационная система ($\dot{I}_I^{\delta\bar{v}}$) планирования сменной нагрузки на очистной забой

$$\dot{I}_I^{\delta\bar{v}} \dot{O}_{AA}; \dot{O}_{AO}; \dot{O}_{I\bar{B}\bar{A}}; \dot{O}_{\delta\bar{A}\bar{O}I}; \dot{O}_{I\bar{B}I\bar{A}} \Rightarrow \dot{A}_{I\bar{E}AI}^{\delta\bar{v}},$$

где $V_{IT}; V_{IT}; V_{OPT}; V_{TECH}; V_{ПРОВ}$ — условия: горно-геологические, горно-технические, организационные, технологические, проветривания;

$\dot{A}_{I\bar{E}AI}^{\delta\bar{v}}$ — планируемая сменная добыча, т.

Комплексный подход ($\hat{E}_I^{\delta\bar{v}}$) по установлению безопасных параметров производственных процессов подсистемы «очистные работы»

$$\hat{E}_I^{\delta\bar{v}} \hat{E}_{\min} x, y, z, k \Rightarrow \dot{I}_{\delta\bar{A}\bar{C}}^{\delta\bar{v}} m, \dot{A}_{\bar{m}}^{\delta\bar{v}}, \dot{A}_{\bar{m}\bar{O}}^{\delta\bar{v}}, \dot{O}_{II}^{\delta\bar{v}}, V_{I\bar{E}}^{\delta\bar{v}}, \dot{E}_O^{\delta\bar{v}}, \dot{I}^{\delta\bar{v}},$$

где x, y, z, k — комплексы параметров: горно-геологических, горно-технических, организационных и социально-психофизиологических;

$\dot{I}_{\delta\bar{A}\bar{C}}^{\delta\bar{v}}$ — параметры, обеспечивающие

максимальную безопасность подсистемы:

$\dot{A}_{\bar{m}}^{\delta\bar{v}}, \dot{A}_{\bar{m}\bar{O}}^{\delta\bar{v}}$ — сменная и суточная добыча из лавы, т;

$\dot{O}_{II}^{\delta\bar{v}}$ — тип очистного оборудования;

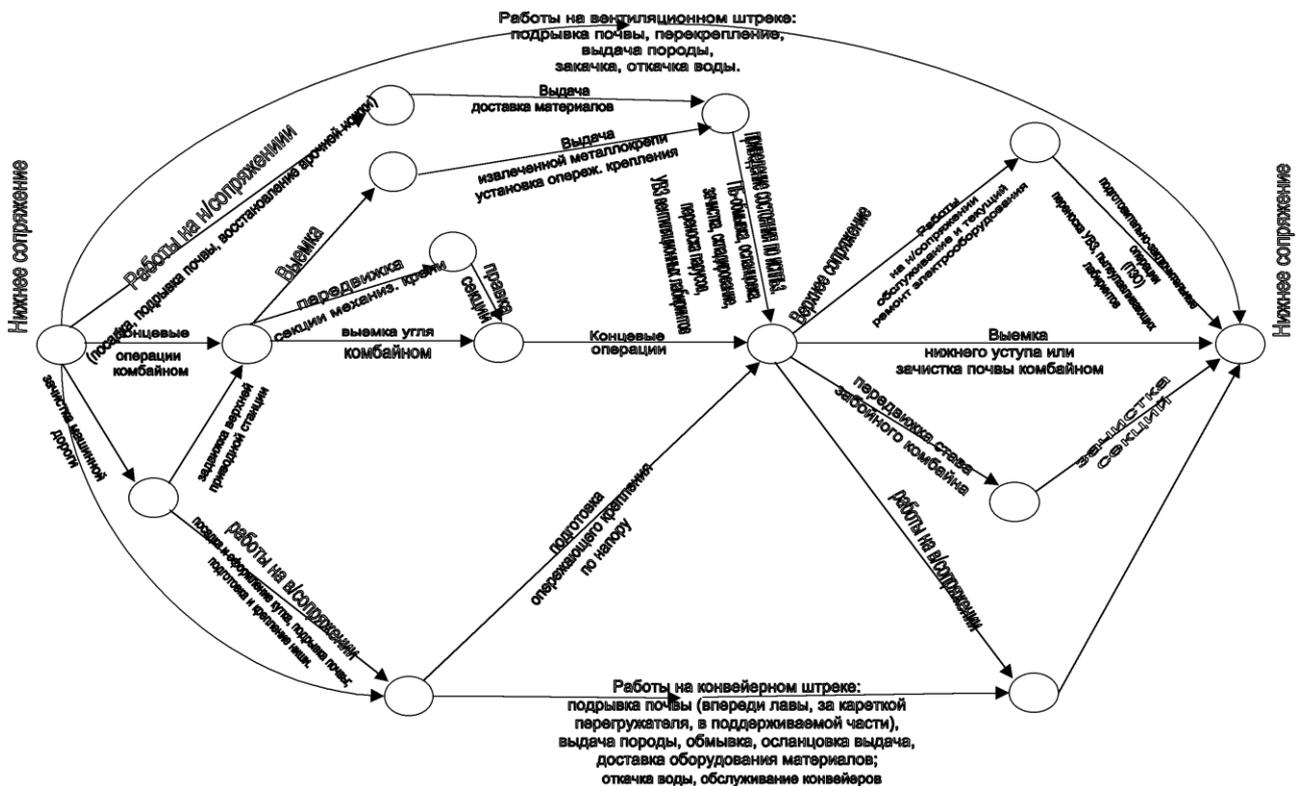
$V_{I\bar{E}}^{\delta\bar{v}}$ — скорость подвигания лавы, м/сут;

$\dot{E}_O^{\delta\bar{v}}$ — производительность труда, т/мес,

численность трудящихся, чел; характеристика вмещающих пород, нарушенность пласта (H); схема проветривания выемочного участка (Π).

Автоматизированная экспертная система (\dot{Y}_c) выбора рациональных элементов технологических схем

$$\dot{Y}_{\bar{n}} X, Y, Z \xrightarrow[\dot{y}_{\bar{e}i}, \delta\bar{A}\bar{C} \rightarrow \max]{extm} \Rightarrow \dot{Y}_{\delta\bar{A}\bar{O}},$$



Структурная схема процессов и операций, выполняемых в лаве, на её сопряжениях и в прилегающих выработках

где векторы X — качественных характеристик технологических схем;
 Y — непрерывных управляемых параметров в области допустимых значений;
 Z — дискретных целочисленных переменных;
 $\mathcal{E}_{рац}$ — выявленные рациональные элементы подсистемы «очистные работы».

Программный модуль (M_n) по реализации технолого-математической модели подсистемы «очистной забой»

$$\dot{I}_r \tilde{N}_{\min} \Rightarrow \dot{I}_{\partial \tilde{N} / \partial \tilde{a} \tilde{a} \tilde{a}}$$

где C_{\min} — текущие эксплуатационные затраты, тг/т;
 $P_{T\partial}$ — оптимальные технологические параметры подсистемы «очистные работы».

Подсистема определения (F) эффективных параметров и рациональной области применения

$$F \left\{ \begin{matrix} \dot{I} \frac{\partial \tilde{N}}{\partial \tilde{a} \tilde{a} \tilde{a}} \\ \dot{I} \frac{\partial \tilde{N}}{\partial \tilde{a} \tilde{a} \tilde{a}} \end{matrix} \right\} \Rightarrow \dot{I}_{\partial \tilde{N} / \partial \tilde{a} \tilde{a} \tilde{a}}$$

где $\dot{I}_{\partial \tilde{N} / \partial \tilde{a} \tilde{a} \tilde{a}}$ — оптимальные параметры технологических схем очистных работ.

Методический подход базируется на следующих положениях. Оптимизация условий эксплуатации высокопроизводительных очистных забоев основывается на комплексной оценке степени влияния горно-геологических, горно-технических, технологических и социально-психологических факторов на безопасность разработки угольных пластов. Совершенствование технологических схем выемки угольных пластов достигается использованием эффективных способов ведения очистных работ, что позволяет обеспечить высокую интенсификацию, концентрацию и безопасность

очистных работ при схеме работы шахты по принципу «шахта-пласт» или «шахта-лава». Автоматизированная информационная система планирования

сменной добычи на лаву с учетом горно-геологических, горно-технических, организационных параметров и фактора проветривания позволила выявить «узкие места» в технологии очистных работ. Автоматизированная экспертная система анализа производственных процессов подсистемы «очистные работы»: «возведение породных охранных массивов», «монтаж-демонтаж оборудования», «транспорт угля и породы», «проведение и поддержание подготовительных выработок» и др., сформированная по критериям экономичности и нормам правил безопасности, позволила синтезировать из вновь созданных и выявленных рациональных подэлементов технологические схемы, адаптированные к условиям высокопроизводительной выемки угольных пластов и определить эффективность их применения. Принципы создания новых технологических схем формирования породных полос (опор) и массивов, основанные на активации этих процессов, способствующих повышению качества формируемых охранных

бутовых сооружений, путем увлажнения почвы, механического уплотнения и инъекции твердеющих добавок в контуры созданного пневматическим способом несущего породного массива, обеспечивают надежное, безопасное поддержание выемочных и очистных выработок от влияния горных работ. В целом, концептуальная структура имитационной модели создания подсистемы «очистных работ», обеспечивающей повышение безопасности работ в лавах с высокой сменной нагрузкой, сформированная на основе реализации автоматизированной экспертной системы выбора элементов технологических схем очистной выемки, программного модуля технологической модели производственных процессов в лаве и результатов комплексной оценки степени влияния факторов, определяющих безопасность горных работ, позволила установить оптимальные технологические параметры разработки угольных пластов.

Раздел 2

Машиностроение. Металлургия

УДК 621.746.019

*С.С. МАРКАРЯНЦ
А.З. ИСАГУЛОВ
В.Ю. КУЛИКОВ
О.С. СОГРИНА
В.В. ЯКОВЛЕВ*

Виды брака отливок секций радиаторов МС-90

Раньше при изготовлении отливок отопительного оборудования использовали песчано-глинистые формы (ПГФ) с опоками размером 760×670×100 мм. При этом наблюдалось низкое качество чистоты поверхности.

На заводе ЗАО «КМЗ им. Пархоменко» производство отливок секций радиаторов осуществляется литьём в оболочковые формы, что снижает процент брака по сравнению с традиционным литьём в песчано-глинистые формы. Видами брака отливок в оболочковые формы являются спай, недолив, уход металла в разъем формы, подутость и др.

Нами проведены исследования изготовления отливок радиаторов в ПГФ нижним прессованием и в оболочковых формах, полученных методом свободной засыпки с приложением нагрузки. В данной работе рассматриваются некоторые характерные виды брака для отливок секций радиаторов, и проводится сравнительный анализ брака.

Дефекты отливок зависят от технологии производства литья в оболочковые формы: внедрения проверенной технологии, применения соответствующих материалов, приспособлений и модельной оснастки, а также осуществления организационных мероприятий.

Неслитины и спай могут образовываться в результате неправильного расчёта литниковой

системы, недостаточной жидкотекучести металла, отсутствия свободного выхода газов из формы, вытекания металла из формы в процессе заливки. При заполнении оболочковой формы холодным металлом с низкой жидкотекучестью отдельные струи металла при встрече не сливаются и образуют спай. Для предупреждения такого брака заливку жидкого металла в формы следует производить при определённой температуре (для СЧ10 не менее 1380°С с учётом толщины стенки отливки).

Литниковая система с подводом металла снизу обеспечивает спокойное заполнение металлом полости формы и удаление газов. Разогрев формы при этом должен быть минимальным. Заливку следует также вести с определённым напором. К числу причин, вызывающих неслитины и спай в отливках, следует отнести и разрывы струи металла в процессе заливки, и слишком малую скорость литья. Поэтому во избежание брака заливщик обязан строго следить за тем, чтобы струя металла не прерывалась.

Наросты на поверхности отливки являются следствием рыхлоты в оболочке. Наросты в отливках могут появляться и по причине местного разрушения оболочковой формы вследствие недостаточного литейного уклона или плохой обработки модельной плиты разделительным составом. Для предотвращения дефектов отливок по наростам следует строго следить за качеством изготовления

оболочковых форм, а перед сборкой подвергать их контролю.

Трещины в отливках появляются в результате влияния внутренних напряжений, образующихся вследствие неодинаковой скорости остывания различных частей отливки или из-за недостаточной податливости формы и стержней. Оболочковые формы и стержни при достаточно высокой начальной прочности на разрыв и изгиб обладают хорошей податливостью, которая намного превышает податливость обычных песчано-глинистых форм. Поэтому брак отливок секций радиаторов при литье в оболочковые формы практически не наблюдается. Возможность образования пригара на отливке в основном зависит от степени смачивания стенок капилляров жидким металлом.

Смачивание зависит от химического состава жидкого металла и формовочной смеси и определяется возможностью протекания процессов взаимодействия между металлом и формовочной смесью. Степень смачивания в значительной мере зависит также и от температуры заливаемого в форму металла.

Пригар при литье в оболочковые формы чаще встречается при получении отливок из стали, чем из чугуна. Объясняется это тем, что при заливке стали между окислами железа и кремнезёмом смеси образуются сплавы, обладающие более низкой температурой плавления исходных материалов. Эти силикаты могут перейти при температуре заливки в жидкое состояние и способствовать смачиванию жидким металлом прилегающего к нему слоя оболочковой формы.

Гидростатическое давление жидкого металла увеличивает возможность проникновения металла между зёрнами песка, в результате чего даже при тех условиях, когда степень смачивания относительно невелика, может образоваться пригар. Пригар обычно образуется в нижней части отливки радиатора (так как здесь большое гидростатическое давление).

Оболочковая форма хорошо изолирует металл от охлаждения в период формирования отливки, в связи с чем питание отливок в оболочковых формах более эффективно, чем в ППФ. В то же время соблюдение условий правильного подвода металла является основным условием борьбы с усадочными раковинами. Недостаточное питание отливок приводит к браку отливок по раковинам и рыхлотам в утолщённых частях отливки.

Весьма распространённым видом брака при литье в оболочковые формы являются песчаные засоры. Засоры могут получаться при транспортировке оболочек и собранных жакетов, возможно попадание горелого песка в стояки при засыпке им жакетов для придания устойчивости оболочкам, а также при хранении оболочек. Так как в отливках, получаемых в оболочковых формах, предусматриваются незначительные припуски на механическую обработку, отдельные песчинки, приставшие к рабочей поверхности формы, могут вызвать неисправимый брак отливок по засорным раковинам в виде. Причина этого вида брака заключается в выкрошивании частичек песка из оболочки в местах

затруднённого её съёма. Чаще всего такое выкрошивание наблюдается при изготовлении оболочек из смеси с недостаточной прочностью. При небрежной сборке оболочек (без продувки сжатым воздухом перед сборкой) эти частички смываются металлом и, всплывая, сосредотачиваются на верхней плоскости отливки. Таким образом, следует увеличивать прочность оболочек, тщательно продувать воздухом перед сборкой оболочки, увеличивать уклоны на модели, исправлять дефекты.

Неметаллические включения могут быть шлаковыми и заносятся в оболочковую форму с металлом из литейного ковша. Причиной образования этого вида дефектов может являться: отсутствие в литниковой системе шлакоуловителей, недостаточное перемешивание сплава перед заливкой в форму, выкрошивание отдельных песчинок из формы, несоответствие температуры заливки металла. Для предупреждения такого брака следует тщательно снимать шлак с поверхности металла в ковше перед разливкой жидкого металла в формы. Разливочный ковш необходимо держать в чистом состоянии.

Правильно сконструированная литниковая система также является одной из радикальных мер по борьбе со шлаковыми включениями в отливках. Возможно применение литниковых сеток и дросселей, это тоже в значительной мере уменьшает брак по шлаковым раковинам в отливках. Установка питателей под некоторым углом относительно шлакоуловителя также способствует улавливанию шлака.

«Вскип» наблюдается, если при заливке формы металлом рост величины металлостатического напора будет отставать от роста давления газа. При этом на поверхности отливки образуются мелкие газовые раковины. Частым дефектом литья в оболочковые формы являются газовые раковины. Они обычно сферические, образуются в разных количествах — от одиночных до целых групп. Этот вид дефекта характерен для вертикальной заливки.

Основными причинами образования газовых раковин при литье в оболочковые формы являются:

- 1) неправильная конструкция и расположение литниковой системы, создающей инжекцию при заливке формы;
- 2) захват воздуха струей металла в случае чрезмерной высоты носика ковша при заливке или большого сечения стояка;
- 3) применение опорного песка, газопроницаемость оболочковой формы и стержня;
- 4) большая толщина оболочек из мелкого песка;
- 5) повышенное содержание газов в металле вследствие плохого качества исходных шихтовых материалов или неправильного режима плавки;
- 6) чрезмерно низкая температура заливаемого сплава;
- 7) очень быстрое заполнение форм, в результате чего газы не успевают удалиться;
- 8) неправильная (много горизонтальных поверхностей) конструкция отливки, не обеспечивающая отвода газа из стержня.

Газовые раковины в отливке образуются также при интенсивном газовыделении. Основные меры

борьбы с газовыми раковинами в отливках: снижение интенсивности газовыделения из формы и стержней за счёт уменьшения газотворной способности песчано-смоляной смеси, рациональный режим заливки форм с установлением оптимального значения гидростатического давления и температуры металла, изменение конструктивных параметров и расположения литниковой системы.

Сравнительный анализ дефектов отливок и форм при использовании песчано-глинистых и оболочковых форм приведён в таблице.

СРАВНЕНИЕ ВИДОВ БРАКА СЕКЦИЙ РАДИАТОРА МС-90

Виды брака	Литьё в песчано-глинистую форму	Литьё в оболочковую форму
Холодный металл	1,5 %	2,2 %
Спай	0,8 %	0,7 %
Недолив	0,6 %	1,75 %
Уход металла в разём формы	1,7 %	1,4 %
Уход металла в стержень	0,2 %	-
Разностенность	1,3 %	1,0 %
Подугость	0,5 %	0,2 %
Обвал (формы)	1,5 %	-

УДК 669.168

А.Х. НУРУМГАЛИЕВ

А.К. ТОРГОВЕЦ

О.В. РОФМАН

Приоритетные направления развития черной металлургии в регионе

Переход черной металлургии на рыночную экономику и изменение организационных структур в управлении предприятиями соответствующим образом оказывает влияние на производство и сортамент выпускаемой продукции. В мировой практике с увеличением потребности на качественные марки стали, с учетом затрат на выпускаемую продукцию, доля производимой марки стали в электропечах и кислородных конвертерах возрастает, следовательно, идет снижение доли производимой стали в мартеновских печах.

Указанные явления происходят и у нас. С закрытием мартеновских цехов приостановлены технологии производства сортового проката (двутавров, швеллеров, угольников). При этом, учитывая реконструкции заводов, строительство промышленных объектов г.Астаны и других городов республики, потребности в сортовом прокате с каждым годом возрастают, и строительным компаниям приходится покупать его из ближнего и дальнего зарубежья.

Учитывая эти и другие обстоятельства, на основании анализа информации о состоянии технологии производства стали на АО «Миттал-Стил Темиртау» и Темиртауского химико-металлургического завода (ТХМЗ) ЗАО «Алаш», с учетом потребления сырьевых материалов и топливно-энергетической базы, конкурентоспособность существующей

Обжим (формы)	0,7 %	-
Засор	2,1 %	1,5 %
Вскип	1,8 %	2,1 %
Бой отливок	0,3 %	0,15 %

Суммарно процент брака при литье в песчано-глинистые формы составляет ~13 %, а при получении секций радиаторов литьем в оболочковые формы ниже и составляет ~11 %. Недостатком при заливке оболочковых форм в данном случае является низкая культура заливки форм (отсутствие опыта, низкая механизация и неприспособленность оборудования). Устранение данных недостатков позволит ещё более снизить брак отливок.

Было установлено, что использование дополнительного статического приложения нагрузки при формировании оболочки позволит повысить чистоту поверхности формы. Это, в свою очередь, позволит снизить шероховатость полученных отливок и снизить процент пригара. Использование оболочковых форм для получения отливок отопительных радиаторов снижает процент брака по сравнению с традиционным способом получения отливок — литьём в песчано-глинистые формы.

металлопродукции остается недостаточной для устойчиво-прибыльной работы предприятий.

В этой связи для создания необходимых условий и благоприятной среды в развитии экономики региона на основе достижений науки, техники и новых технологий, формирования сбалансированной производственной инфраструктуры и поэтапного замещения части высокосортных сырьевых материалов на высокотехнологичную экспортную продукцию с созданием мини-металлургических заводов или цехов считаем приоритетными следующие научные направления:

1. Разработка технологии производства природнолегированных конструкционных сталей из твердых и иных, в том числе попутных, отходов горнометаллургической промышленности.

2. Разработка и освоение технологии обесфосфоривания гравитационно-магнитного концентрата с целью получения низкофосфористого чугуна для последующего передела в сталь.

3. Разработка и освоение технологии выплавки комплексных ферросплавов на основе Fe-Si-Al-Mn; Fe-Si-Al-Cr; Fe-Si-Al-Ba из углеотходов и некондиционных марганцевых, хромовых и бариевых руд.

4. Переработка угольных шламов и прокатной окалины с целью использования их в качестве топлива, металлизированных продуктов и сырья при выплавке ферросплавов.

5. Разработка технологии извлечения ценных элементов из руд углей, отходов металлургического производства (германий, свинец, цинк, благородные металлы и т.д.).

6. Разработка и освоение технологии выплавки кристаллического кремния с использованием местного сырья.

7. Комплексная переработка сульфидных руд и техногенных отходов в цветной металлургии на основе фракционного раскрытия, разделения минералов и извлечения редких и редкоземельных элементов.

8. Разработка и освоение новых способов получения порошкообразных материалов на основе меди, алюминия и железа.

Некоторые, в том числе и фундаментальные, исследования в областях твердофазного восстановления, получения комплексных ферросплавов, моделирования процессов затвердевания непрерывного слитка и другие направления прорабатываются на уровне лабораторных и полупромышленных исследований.

Прикладное развитие научных исследований реализуется путем:

1. Создания мини-металлургических заводов или цехов по производству качественных марок электростали по технологической схеме электропечь — ВОС (внепечная обработка стали) — МНЛЗ (машина непрерывного литья заготовок) с производительностью 150-200 тыс. тонн.

2. На базе завода ТХМЗ ЗАО «Алаш»:

- организации цеха и освоения технологии производства сортового проката, обладающего гибкой системой перехода на различные виды сортамента и профили проката (уголки, швеллеры, двутавры и др.);

- развития цеха и освоения технологии по производству средне- и низкоуглеродистого ферромарганца, металлического марганца;

- организации цеха, разработки и освоения технологии по производству спецкокса из местных углей.

3. На АО «Миттал-Стил Темиртау»:

- ввода непрерывной разливки стали в конвертерном цехе, освоения технологии выплавки и разливки;

- освоения и внедрения внепечных способов обработки стали с целью расширения сортамента обрабатываемого металла, повышения качества и конкурентоспособности предприятия и металлопродукции.

В связи с широким распространением в мире технологии разливки непрерывным способом (более 95%) имеется несколько приоритетных направлений ее дальнейшего развития. Условно их можно разделить на две взаимосвязанные группы:

- детальное изучение кинетики протекания существующего процесса непрерывного литья и техническая реализация полученных результатов;

- разработка качественно новых способов непрерывного литья.

Первый круг вопросов уделяет основное внимание закономерностям затвердевания и выбору рациональных условий охлаждения заготовки, а также

кинетики кристаллизации стали и вероятности возникновения при этом различных дефектов в непрерывно-литой заготовке. При этом в качестве практической реализации для существующих технологий предлагается использование высокоскоростной серийной разливки методом «плавка на плавку», применение шлакообразующих смесей различного состава стали методами внепечной и электромагнитной обработки. Кроме того, существует большое число спроектированного технологического оборудования для МНЛЗ, предназначенного для улучшения качества готовой продукции с учетом теоретических разработок. Примером может служить кристаллизатор, форма и размеры которого постоянно изменяются в поисках наилучшего варианта.

Второе направление развития процесса принципиально отличается от первого. Оно представляет еще более сложную задачу, т.к. предполагает замену традиционной технологии производства на качественно новую. Таким новым процессом, разрабатываемым в последнее время в ряде стран, является совмещенный процесс непрерывной разливки тонких слябов и их прокатки в линии на непрерывном полосовом стане.

Помимо этого особое внимание уделяется преимуществам прямой отливки тонкого листа — исключению из технологической схемы операции горячей прокатки с соответствующим сокращением энерго- и трудозатрат. Однако переход от обычной непрерывной разливки к отливке листа значительно сложнее, чем к отливке тонких слябов, так как возникает ряд серьезных проблем, к которым можно отнести сложность отвода тепла из зоны кристаллизации, прорывы металла, предотвращение образования трещин и обеспечение постоянства толщины листа. Тем не менее, в настоящее время до промышленной реализации уже доведены три таких проекта (Eurostrip, Castrip, Nippon Steel & Mitsubishi Heavy Industries) [1].

В условиях АО «Миттал-Стил Темиртау» с точки зрения кратковременной перспективы более приемлемым направлением развития технологии непрерывной разливки стали является первый вариант, создающий необходимые предпосылки для успешного функционирования предприятия.

Внедрение машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) наряду с техническими вопросами ставит и задачи на качественные характеристики продукции в первую очередь снижение содержания P, S и неметаллических включений в стали.

В условиях ТХМЗ очень важной задачей является стабилизация технологического процесса с увеличением извлечения элементов Mn и Si. При выплавке марганцевых сплавов необходим комплексный подход освоения новых месторождений Богач и Есымжал, начиная с добычи, обогащения, усреднения и рационального использования концентратов в технологии.

Учитывая тенденции накопления некондиционных сырьевых материалов в черной металлургии и горно-добывающей отрасли Республики Казахстан, в частности ТХМЗ ЗАО «Алаш», ТНК «Казхром», АО

«Миттал-Стил Темиртау», более актуальным становится рациональный подход в комплексном использовании минеральных ресурсов.

В этой связи одним из решений актуальных проблем является утилизация углеотходов Экибастузского бассейна, некондиционных, хромовых, марганцевых и бариевых руд с разработкой технологии выплавки комплексных ферросплавов на основе Si-Al-Cr, Si-Al-Mn, Si-Al-Ba.

Комплексные ферросплавы имеют ряд преимуществ перед стандартными ферросплавами (более низкие температуры плавления, лучшее усвоение сталью, меньшее количество в ней неметаллических включений и т.д.).

Рудотермическая плавка комплексных ферросплавов из некондиционных сырьевых материалов карботермическим способом с использованием экибастузских углей является экономически выгодной и эффективной технологией. Технология конкурентоспособна. Выплавляемый комплексный ферросплав полностью или частично заменяет традиционные ферросплавы при производстве стали и дополнительно вносит легирующие компоненты.

Спрос на комплексные ферросплавы и лигатуры при производстве качественных марок ежегодно возрастает. На сегодняшний день внедрена технология выплавки ферросиликоалюминия из углеотходов и организован мини-завод ферросиликоалюминия в подчинении ТОО А и К [2]. Задача состоит в дальнейшем совершенствовании технологии выплавки комплексных ферросплавов на основе Si-Al и расширение ассортимента на их основе: Si-Al-Cr, Si-Al-Mn, Si-Al-Ba. Углеотходы в зависимости от залежи и пластов имеют различные составы и разброс составляют по органической ($V^C = 10-22\%$, $C = 0,7-34\%$) и минеральной ($A^C = 51-85\%$) части, соответственно, а химический состав золы содержит (% по массе): $SiO_2 = 51-69$; $Al_2O_3 = 22-41$; $Fe = 0,5-9,7$; $CaO = 0,13-1,2$; $MgO = 0,1-0,42$; $TiO_2 = 1,1-1,5$; $P_2O_5 = 0,1-0,6$; $S = 0,06-0,3$. Поэтому при таком широком диапазоне различия в химическом составе, выбор рациональных исходных составов имеет важное значение в конкретном случае для каждого из рассматриваемых сплавов. Экспериментальные исследования в лабораторных условиях трудоемки, имеют большие погрешности, и в некоторой степени нет возможности проведения экспериментов из-за высокой температуры восстановления элементов. Для промышленных экспериментов по выбору рациональных составов требуются большие энергозатраты и материальных ресурсов, что нецелесообразно.

В этой связи для анализа процессов, протекающих в многокомпонентной системе в высокотемпературных условиях, нами в работе используются ПК «Астра», «Селектор». Уникальные программы, разработанные на основе принципа максимизации энтропии и минимизации энергии Гиббса в гетерогенной системе рассчитывают распределение фаз элементов металлургических систем в широком диапазоне температур и составов. В программе предусмотрено обращение к базе данных

термодинамических свойств более 3000 компонентов ионных, индивидуальных и комплексных соединений, выбранных из справочников Глушко, ИВТАН-ТЕРМО, Chemical Abstracts, CALPHAD, БД АСТРА.OWN и других систематизированных источников. При разработке технологии выплавки комплексных ферросплавов (КФ) из некондиционных видов сырья важное значение имеет знание физико-химических особенностей протекания целой гаммы конкурирующих реакций. Для того чтобы управлять процессом в нужном направлении при выплавке КФ, необходимо рассмотреть все реакции в комплексе с учетом их взаимовлияния. Только в этом случае можно выявить главные особенности процесса, роль тех или иных фаз, образование и разложение промежуточных соединений и благоприятные условия для формирования металла. Поэтому в настоящее время при разработке новых технологий, прогнозировании их эффективности и экономичности все чаще используется компьютерное моделирование разрабатываемых процессов.

Целью моделирования в нашей работе с учетом вышеизложенного является установление оптимальных соотношений исходных оксидов и углерода в многокомпонентной шихте, обеспечивающих максимальное извлечение элементов в металл при минимальном расходе энергии.

В выбранной нами структуре модели присутствуют три фазы переменного состава (газовая, металлическая и шлаковая) и более 10 индивидуальных соединений (тугоплавкие карбиды алюминия, железа, кремния, марганца, хрома, кальция, титана, свободный углерод и др.). Исходный список независимых соединений включает более 10 элементов. В список возможных соединений — зависимых компонентов, разбитых по структурным признакам на 13 вышеуказанных фаз, входят более 40 индивидуальных веществ.

В качестве исходной информации для ПК «Астра» и ПК «Селектор» при моделировании используются те параметры, которые непосредственно причастны к данной системе в реальных условиях процесса выплавки КФ. Например, давление, температура, мольное количество независимых компонентов, термодинамические свойства индивидуальных, промежуточных и конечных продуктов. Общее давление газовой фазы принималось постоянным, равным 0,1 МПа.

По результатам моделирования выявлены рациональные составы исходных шихтовых материалов для выплавки сплавов: Si-Al, Si-Al-Mn, Si-Al-Cr, Si-Al-Ba в интервале температур 2373-2573 К соответственно. В указанном интервале температур замечено высокое извлечение ведущих элементов в металл. Наряду с этим установлено: соотношение ведущих оксидов SiO_2/Al_2O_3 в пределах 4,2-4,5 (мол. ед.) оптимально при использовании в шихте 90-95% восстановителя от стехиометрически необходимого. По результатам моделирования и анализа экспериментальных исследований принята следующая схема переработки углистой породы на комплексные ферросплавы (см. рис.).



Схема получения комплексных сплавов из углистых пород Экибастузского бассейна

Таким образом, на основе аналитического обзора приведен краткий анализ по приоритетным направлениям развития черной металлургии в регионе. Главное внимание уделено поэтапному замещению части высокосортных сырьевых материалов на высокотехнологичную экспортную продукцию, внедрению непрерывной разливки стали и востребованности эффективных комплексных ферросплавов с получением качественных марок стали.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ревякин А.В. Промышленное использование технологии непрерывной отливки тонкого листа // Сталь. 2001. №5. С. 27
2. Цымбал В.П., Богомяков В.И., Толымбеков М.Ж., Ахметов А.Б. Эффективность применения ферросиликоалюминия для раскисления стали. Там же. 2000. №6. С. 24-26.

УДК 621.771.014

А.Б. НАЙЗАБЕКОВ
Ж.А. АШКЕЕВ
А.Р. ТОЛЕУОВА
Н.Н. ВОРОБЬЕВА

Изучение структуры металла при деформировании в равноканальной ступенчатой матрице

Большое внимание исследователей в настоящее время уделяется получению материалов с субмикрозернистой структурой. Среди развиваемых технологий их получения имеются различные методы деформационной обработки, такие как интенсивное кручение под высоким давлением и способ «песочные часы», для которых главным требованием выдвигается достижение больших пластических деформаций, обеспечивающих формирование структур высокой степени дисперсности без изменения исходных размеров заготовок [1].

Для решения данной задачи предложен способ деформирования металла простым сдвигом, технически реализуемый в процессе равноканального ступенчатого прессования, заключающийся в прохождении заготовки через три канала равного сечения, пересекающихся между собой под определенным углом [2], прототипом которого послужил процесс деформирования в равноканальной угловой матрице [3].

Исследованию подвергались стальные образцы следующих марок сталей: Ст45, 40Х размерами 10×18×105 мм. Изучали влияние процесса деформирования на величину плотности дислокаций, линии скольжения и текстуры. Микроструктурные исследования стальных образцов до и после деформирования проводили на оптическом микроскопе «Leica» и на рентгеновском дифрактометре ДРОН — 2,0.

Образцы предварительно нагревали до температуры начала обработки металлов, после чего

их устанавливали в канал матрицы и подвергали деформированию в равноканальных угловой и ступенчатой матрицах.

Для изучения влияния угла стыка θ в равноканальной ступенчатой матрице на усилие деформирования и интенсивность деформации сдвига предварительно провели следующий расчет: $\Delta\Gamma_1 = \Delta\Gamma_2 = 2\text{ctg}\theta$, где угол стыка θ равен 55° , тогда $\Delta\Gamma_1 = \Delta\Gamma_2 = 2\text{ctg}55^\circ = 1,4$; а за один проход $\Delta\Gamma_{\text{общ}} = 2,8$ и интенсивность деформации сдвига составит $\bar{\Gamma} = 2,8N$. При угле стыка θ равном 63° $\Delta\Gamma_1 = \Delta\Gamma_2 = 2\text{ctg}63^\circ = 1,02$ и $\Delta\Gamma_{\text{общ}} = 2,04$, суммарная интенсивность деформации сдвига составит $\bar{\Gamma} = 2,04N$. При $\theta = 75^\circ$ $\Delta\Gamma_1 = \Delta\Gamma_2 = 2\text{ctg}75^\circ = 0,6$ и $\Delta\Gamma_{\text{общ}} = 1,2$, а суммарная величина $\bar{\Gamma}$ составит $\bar{\Gamma} = 1,2N$. Из приведенных расчетов можно предположить, что при $\theta = 55^\circ$ усилие прессования будет больше, что может привести к поломке инструмента и оборудования и значительным энергозатратам, а при угле стыка $\theta = 75^\circ$ усилие деформирования будет меньше, но для обеспечения полной проработки структуры металла потребуется большее количество проходов N . Поэтому можно выбрать среднее значение $\theta = 63^\circ$, где усилие прессования снижается и при меньшем количестве проходов обеспечивается лучшая проработка структуры металла.

Недостатком углового прессования является большое усилие деформирования, что в свою очередь может привести к поломке инструмента (матрицы) и оборудования.

Результаты исследований плотности дислокаций после деформирования в угловой и ступенчатой матрицах приведены в табл. 1.

По данным, полученным в результате эксперимента, видно, что в процессе циклического деформирования в равноканальной ступенчатой матрице значения плотности дислокаций ниже, чем в угловой. Это объясняется тем, что в новом способе деформирования имеется два участка стыка, которые позволяют менять направление скольжения дислокаций и в свою очередь ведут к аннигиляции разноименных дислокаций.

Таблица 1

ЗНАЧЕНИЯ ПЛОТНОСТИ ДИСЛОКАЦИЙ СТАЛЬНЫХ ОБРАЗЦОВ, ПРОДЕФОРМИРОВАННЫХ В УГЛОВОЙ И СТУПЕНЧАТОЙ МАТРИЦАХ, $\times 10^{10} \text{ см}^{-2}$

Марка стали	Количество циклов	Угол стыка 55°	Угол стыка 63°	Угол стыка 75°	Угловая матрица
Сталь 45	Исходная	0,00712	0,00712	0,00712	0,00712
	2	1,37	1,31	1,18	1,90
	4	1,69	1,67	1,36	2,18
	6	1,81	1,78	1,49	2,81
	8	1,92	1,89	1,58	-
	10	1,99	1,95	1,70	-
Сталь 40X	Исходная	0,00747	0,00747	0,00747	0,00747
	2	1,39	1,39	1,21	1,75
	4	1,72	1,69	1,47	2,27
	6	1,86	1,79	1,61	2,85
	8	1,99	1,88	1,72	-
	10	2,09	1,97	1,86	-
	12	2,12	2,05	1,95	-

Деформирование в вышеописанных матрицах ведет к преимущественному образованию линий и полос скольжения дислокаций в продольном направлении. При этом значительная разница в количестве линий скольжения наблюдается после деформирования стальных образцов в ступенчатой и угловой матрицах (рис. 1).

После деформирования в ступенчатой матрице распределение линий скольжения внутри отдельных зерен и в одном и в другом направлении равномерное, т.е. все зерна в относительно равной мере задействованы в скольжении дислокаций, а следовательно, и в пластической деформации. В отличие от деформирования в угловой матрице, которое приводит к неравномерному скольжению дислокаций, поскольку задействуются только наиболее благоприятно ориентированные системы скольжения, так как внутри одних зерен линий скольжения дислокаций больше, чем в других (рис. 2).

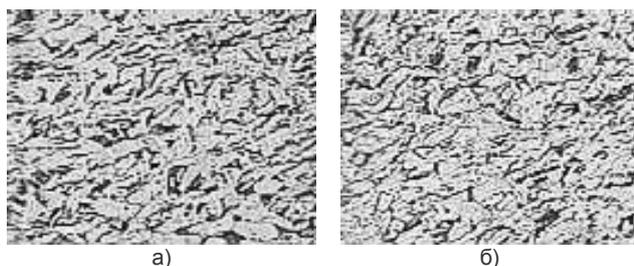


Рис. 1. Микроструктура сталей после деформирования в ступенчатой матрице, $\times 500$: а) Ст45; б) 40X

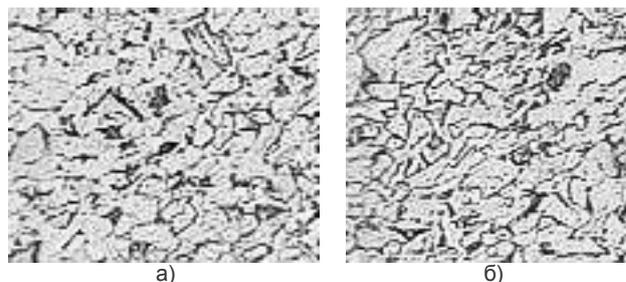


Рис. 2. Микроструктура сталей после деформирования в угловой матрице, $\times 500$: а) Ст45; б) 40X

Образцы, продеформированные в угловой матрице, имеют удлинение зерен вдоль оси деформации, а следовательно, возникает текстура деформации и имеется анизотропия свойств в объеме деформированного металла. Некоторая вытянутость отдельных зерен наблюдается и в продольном сечении образцов, деформированных в ступенчатой матрице, однако данное обстоятельство не свидетельствует о наличии текстуры, так как при этом структура имеет достаточно хорошую однородность в объеме металла. То есть использование такого инструмента позволяет получить мелкозернистую, близкую к изотропной структуру в объеме деформированного металла.

Для оценки качества продеформированных заготовок использовали несколько стандартных показателей механических свойств. Но такие единичные показатели, как пределы прочности (σ_B) и текучести (σ_T), относительное удлинение (δ) и сужение (ψ) обычно не коррелированы и имеют различную размерность, поэтому получение одного показателя качества в требуемых пределах вовсе не гарантирует выполнения других показателей. Для сравнения инструментов с разными геометрическими параметрами с получением достоверных результатов необходимо использовать комплексные показатели качества, разработанные в квалиметрии [4].

Одна из сложностей в установлении квалиметрических оценок связана с проблемой перевода натуральных значений свойств в нормированный вид. Это соображение явилось в свою очередь предпосылкой для создания методики нормирования показателей свойств качества, известной в литературе по планированию оптимального эксперимента как функция желательности Харингтона d , представляющей также интерпретацию двойного показательного закона математической статистики:

$$d = R_{ij} = \exp -\exp \left[-Y^* r_{ij}, A_j \right], \quad (1)$$

где r_{ij} — натуральное значение квалиметрической оценки, полученное по данным измерений;
 A_j — эмпирические константы ($j=1..6$).

Константы $A_1..A_6$ определяются по эмпирическим соотношениям:

Таблица 3

ЗНАЧЕНИЯ K_0 ДЛЯ ИНСТРУМЕНТА С РАЗЛИЧНЫМИ ГЕОМЕТРИЧЕСКИМИ ПАРАМЕТРАМИ

Марка стали	Угол стыка	Показатель качества
Сталь 45	45°	0,68164526
	55°	0,742671635
	63°	0,743873606
	75°	0,711872358
Сталь 40X	45°	0,6680709
	55°	0,7339312
	63°	0,7371014
	75°	0,7349553

$$A_1 = \bar{r} + \alpha_1 \frac{S}{\sigma_N}; \quad A_2 = \bar{r} + \alpha_2 \frac{S}{\sigma_N},$$

$$A_3 = \bar{r} - 2 \cdot S; \quad A_4 = \bar{r} + 2 \cdot S, \quad (2)$$

$$A_5 = \bar{r} - \alpha_2 \frac{S}{\sigma_N}; \quad A_6 = \bar{r} - \alpha_1 \frac{S}{\sigma_N},$$

где \bar{r} — среднее арифметическое значение показателя r_i , полученное по выборке из N экспериментальных значений;
 S — его среднее квадратическое отклонение;
 α_1 и α_2 — коэффициенты, определяемые из соотношения (3);
 σ_N — параметр, определяемый из соотношения (4).

$$\alpha_1 = Y_N - 7,565 \frac{\sigma_N}{\sqrt{N}} - 2,97; \quad \alpha_2 = Y_N - 2,97, \quad (3)$$

где параметры Y_N и σ_N определяются по следующим формулам:

$$Y_N = a + b \cdot \ln N; \quad \sigma_N = c + d \cdot \ln N. \quad (4)$$

Эмпирические коэффициенты a, b, c и d получены в результате математической обработки экспериментальных данных [5]. Значения этих коэффициентов представлены в табл. 2.

Таблица 2

ЗНАЧЕНИЯ ЭМПИРИЧЕСКИХ КОЭФФИЦИЕНТОВ

N	a	b	c	d
$0 < N \leq 40$	00,490	0,0144	0,725	0,1134

С использованием данных механических свойств рассчитаны комплексные показатели качества K_0 для образцов из сталей марок 45 и 40X, продеформированных в равноканальной угловой матрице с углом стыка 45° и равноканальной ступенчатой матрице с углами стыков 55°, 63°, 75° (табл. 3).

Из полученных значений видно, что наилучшее значение комплексного показателя качества наблюдается после прессования в равноканальной ступенчатой матрице с углом пересечения каналов 63°. По представленным данным построены графические зависимости показателей качества от угла пересечения каналов (рис. 3).

Анализ полученных данных свидетельствует о преимуществах ступенчатой матрицы перед угловой в плане получения изотропной мелкозернистой структуры деформированного металла. Перспективы применения равноканального ступенчатого прессования позволяют реализовывать значительные пластические деформации при небольшом изменении исходных размеров заготовок. Применяя равноканальное ступенчатое прессование можно получить заготовки с высокими механическими свойствами, что позволит при изготовлении деталей машин заменить высоколегированные стали на менее легированные.

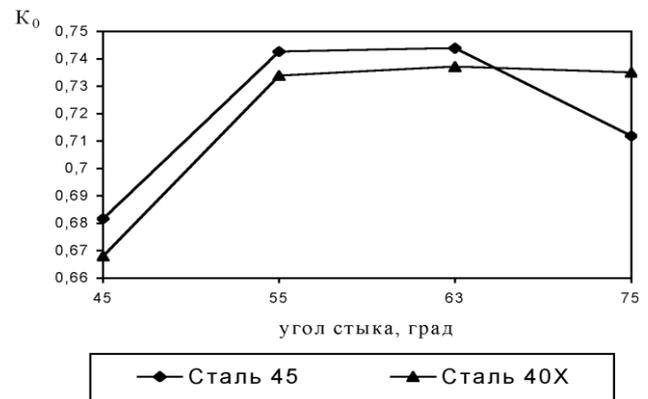


Рис. 3. Зависимость показателей качества заготовок от угла стыка инструмента

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Экк А.Е., Шеркунов В.Г., Трусковский В.И. Применение процесса непрерывного прессования «КОНФОРМ» для получения изделий с ультрамелкозернистой структурой // Тр. Междунар. научно-практической конференции «Научно-технический прогресс в металлургии». 2003. С. 308-312.
2. Найзабеков А.Б., Ашкеев Ж.А., Толеуова А.Р., Голумбовская С.Ю. Разработка технологии прямого прессования в равноканальной ступенчатой матрице // Республиканский научный журнал «Технология производства металлов и вторичных материалов». 2002. №2. С. 66-69.
3. Рааб Г.И., Валиев Р.З. Получение наноструктуры в титане методом равноканального углового прессования // Металловедение и термическая обработка металлов. 2000. №9.
4. Жадан В.Т., Маневич В.А. Совершенствование технологии прокатки на основе комплексных критериев качества. М.: Металлургия, 1989. 96 с.
5. Смирнов Н.В., Дунин-Барковский И.В. Курс теории вероятностей и математической статистики для технических приложений. М.: Наука, 1969. 512 с.

УДК 669.176.019

И.К. ИБРАЕВ

Исследование механизма обезуглероживания и вторичного окисления при кристаллизации стали в изложнице

Для получения плотной корочки кипящего слитка и оптимальной формы головной поверхности необходимо обеспечить оптимальное содержание кислорода в разливаемой стали.

На стабильность механического закупоривания и на структуру формирующегося слитка кипящей стали большое влияние оказывает кислород атмосферы. Однако до сих пор мнения о влиянии кислорода атмосферы на механизм обезуглероживания противоречивы.

На основе данных о химическом составе стали в процессе кипения металла в изложнице (табл. 1)

исследован механизм обезуглероживания и установлено влияние кислорода воздуха на процесс окисления углерода в процессе кристаллизации стали в изложнице. Методом погружения металлической трубки по центральной оси изложницы непосредственно после окончания разливки через каждые 5 мин. и перед закрытием крышкой, по результатам измерений протяженности твердожидкой, затвердевшей части слитка определяли массу различных зон перед закрытием изложницы (табл. 2).

Таблица 1

ИЗМЕНЕНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА СТАЛИ ОТ ОКОНЧАНИЯ РАЗЛИВКИ ДО ЗАКРЫТИЯ ИЗЛОЖНИЦЫ

Условный № плавки	Температура разливки, °С	Время закрытия изложниц, мин	Расплав								Твердожидкая зона			
			непосредственно после разливки				перед закрытием изложницы				перед закрытием изложницы			
			[C],%	[Mn],%	[Si],%	[O],%	[C],%	[Mn],%	[Si],%	[O],%	[C],%	[Mn],%	[Si],%	[O],%
1	1540	36	0,075	0,32	0,018	0,040	0,049	0,29	0,024	0,043	0,049	0,30	0,025	0,038
2	1545	31	0,063	0,29	0,017	0,044	0,048	0,28	0,023	0,049	0,040	0,28	0,022	0,041
3	1550	33	0,063	0,31	0,016	0,045	0,050	0,29	0,024	0,056	0,054	0,28	0,021	0,041
4	1545	32	0,084	0,31	0,017	0,031	0,080	0,32	0,025	0,034	0,074	0,32	0,026	0,033
5	1545	40	0,073	0,28	0,016	0,038	0,049	0,27	0,023	0,046	0,042	0,27	0,022	0,040
6	1540	35	0,024	0,40	0,022	0,022	0,132	0,41	0,034	0,022	0,132	0,43	0,026	0,019
7	1545	30	0,103	0,33	0,017	0,024	0,112	0,36	0,032	0,023	0,101	0,35	0,026	0,022

Таблица 2

СОСТОЯНИЕ ПРОЦЕССА ЗАТВЕРДЕВАНИЯ СТАЛИ ПЕРЕД ЗАКРЫТИЕМ ИЗЛОЖНИЦЫ

Условный № плавки	Время закрытия изложницы, мин.	Вес остаточной жидкой зоны, т	Вес твердо-жидкой зоны, т	Вес закristаллизовавшейся части слитка, т
1	36	6,41	1,65	8,94
2	31	7,44	1,21	8,35
3	33	7,03	1,42	8,55
4	32	7,35	1,25	8,40
5	40	6,41	1,33	9,26
6	35	6,66	1,46	8,88
7	30	7,48	1,22	8,30

Расчет затвердевшего слоя у стенок изложницы проводили по уравнению $D=0,28 \cdot \sqrt{T}$, плотность стали в жидкой и твердожидкой зонах принята равной 6,9 кг/м³. Массу стали затвердевшей зоны (с целью поправки на наличие пузырей) рассчитывали путем вычитания массы стали в твердо-жидкой зоне и в остаточной жидкой зоне из веса слитка. Количество окислившегося углерода ($\Delta[C]$) до закрытия изложницы рассчитывали по уравнению (1):

$$\Delta \tilde{N} = G_{\alpha} \cdot \tilde{N}_{\alpha} - G_{\delta\alpha} \cdot \tilde{N}_{\delta\alpha} + G_{\delta\alpha} \cdot \tilde{N}_{\delta\alpha} + G_{i\alpha} \cdot \tilde{N}_{i\alpha}, \text{ кг. (1)}$$

Количество кислорода, поступающего из воздуха (O_{α}), рассчитывали по уравнению (2):

$$O_{\alpha} = \left(G_{\delta\alpha} \cdot [\hat{I}_{\delta\alpha}] + G_{\delta\alpha} \cdot [\hat{I}_{\delta\alpha}] + G_{i\alpha} \cdot [\hat{I}_{i\alpha}] + \Delta[\tilde{N}] \cdot \frac{16}{12} \right) - G_{\alpha} \cdot [\hat{I}_{\alpha}], \text{ кг. (2)}$$

Показатель «ликвационного» обезуглероживания $\Delta[C]_{ликв.}$ будет равен:

$$\Delta \hat{I}_{\delta\alpha} = \left(\hat{I}_{\delta\alpha} - \frac{\hat{I}_{\delta\alpha}}{100} \right) \cdot G_{\delta\alpha} \cdot \frac{12}{16}, \text{ кг, (3)}$$

где $[C]_{мв.}$, $[O]_{мв.}$ — среднее содержание углерода и кислорода в твердой фазе перед закрытием изложницы, %;

$[C]_{тж.}$, $[O]_{тж.}$ — среднее содержание углерода и кислорода в твердожидкой зоне перед закрытием изложницы, %;

$[C]_{ож.}$, $[O]_{ож.}$ — содержание углерода и кислорода в остаточной жидкой фазе, %;

$[C]_{ж.}$ — содержание углерода в металле непосредственно после наполнения изложницы, %;

$[O]_{\delta\alpha}^N$ — равновесный кислород в жидкой стали (содержанию кислорода непосредственно после наполнения изложницы + содержание кислорода в остаточной жидкой фазе) %;

$G_{ж.}$, $G_{тв.}$, $G_{тж.}$, $G_{ож.}$ — масса стали: жидкой после наполнения изложницы, затвердевшей, в «твердожидкой», остаточной жидкой зоне, кг.

На рис. 1 показано соотношение между углеродом в стали сразу же после наполнения изложницы и показателем обезуглероживания $\Delta[C]/G_{ж.}$, рассчитанного по уравнению (1).

Показатель обезуглероживания имеет максимальное значение при содержании углерода в стали непосредственно после разливки, равное 0,07%.

На рис. 2 показана зависимость между содержанием углерода в стали непосредственно после

разливки и количеством поглощенного кислорода $\left(\frac{\dot{I}_a}{G_a} * \frac{22,4}{32} i i^3\right)$, рассчитанного по уравнению (2).

Данные рис. 2 свидетельствуют о том, что как и для обезуглероживания, максимум поглощаемого из воздуха кислорода наблюдается при содержании углерода в стали равном 0,07 %.

Исходя из этих данных, процесс поглощения жидкой сталью кислорода воздуха можно представить следующим образом. В период, когда образовавшиеся в результате реакции обезуглероживания на поверхности затвердевшего слоя пузыри CO всплывают вверх, происходит «оголение» поверхности неокисленной жидкой стали и ее контактирование с воздухом. Эта открытая поверхность жидкой стали адсорбирует кислород из воздуха.

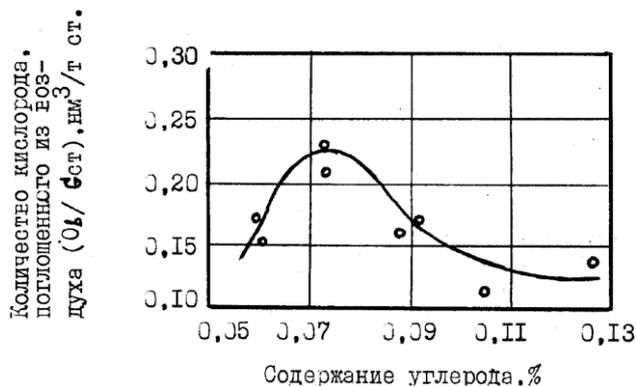


Рис. 1. Соотношение между содержанием углерода в металле после наполнения изложницы и расчетным количеством поглощенного из воздуха кислорода

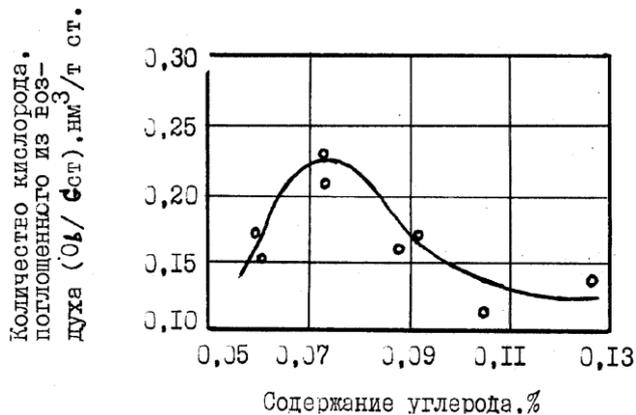
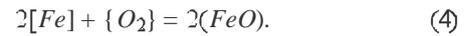


Рис. 2. Соотношение между содержанием углерода в металле после наполнения изложницы и количеством окислившегося углерода

Количество кислорода, поступившего из атмосферы, очевидно, сильно колеблется в зависимости от интенсивности кипения металла в изложнице. При слабом кипении процесс обезуглероживания осуществляется в основном под действием кислорода, растворенного в металле, в этом случае поверхность металла обычно покрыта слоем шлака. При интенсивном кипении металла заметная часть кислорода может поступать из атмосферы, например, из окислившихся на воздухе брызг металла.

Не исключено, что часть кислорода поступает в металл непосредственно из атмосферы за счет окисления железа с образованием пленки окислов по реакции:



Толщина пленки возрастает с увеличением времени контакта с атмосферой. С другой стороны, диффузия кислорода через эту пленку замедляется. Количество (FeO) образуется тем больше, чем выше скорость жидкости на поверхности. В самом общем случае можно написать:

$$\frac{dW_{(FeO)}}{d\tau} = K * P_{i_2}^n * S * v^m, \quad (5)$$

где $\frac{dW_{(FeO)}}{d\tau}$ — вес (FeO), образовавшегося за счет

протекания реакции (4) в единицу времени;

$P_{i_2}^n$ — парциальное давление кислорода в

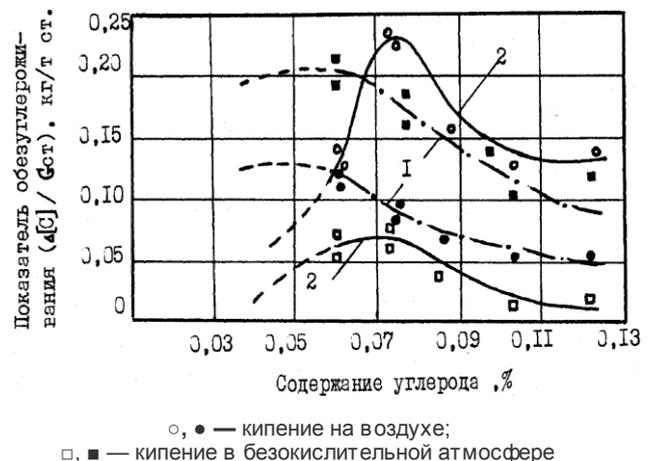
атмосфере;

S — поверхность между шлаком и затвердевшей у стенки изложницы сталью;

v^m — скорость движения металла на поверхности.

Это соотношение показывает, что перенос окислов железа в металл возрастает при увеличении свободной поверхности металла, если $P_{i_2}^n$ остается постоянной; $P_{i_2}^n$ в свою очередь, зависит от давления выделения P_{CO} на поверхности. Пленка FeO адсорбируется шлаковой пеной (шлаком), состоящей из (MnO), (SiO₂), (FeO).

Исследование кинетических закономерностей реакции обезуглероживания при кристаллизации стали в изложнице позволило установить два процесса ее протекания. Во-первых, происходит процесс «ликвационного» обезуглероживания, при котором имеет место взаимодействие между [C] и [O], сконцентрированными на фронте кристаллизации, максимум которого приходится на содержание углерода в металле 0,04-0,05 % (рис. 3). Во-вторых, происходит «равновесное» обезуглероживание, протекающее непосредственно в жидкой фазе и сопровождающееся окислением расплава кислородом воздуха и, в дальнейшем, турбулентным переносом в объем кристаллизующегося слитка.



○, ● — кипение на воздухе;
□, ■ — кипение в безокислительной атмосфере

Рис. 3. Соотношение между углеродом в металле после наполнения изложницы и показателем «ликвационного» (1) и «равновесного» обезуглероживания ($\Delta[C]/G_{ст}$)

Экспериментами установлено, что интенсивность «равновесного» обезуглероживания и связанная с ней скорость образования шлаковой «пены» зависит не только от поверхности контакта с атмосферой, но и от парциального давления кислорода на границе ее контакта с жидким металлом. Это подтверждается экспериментами с изоляцией зеркала металла от окислительного воздействия атмосферы при кипении укладкой листовых экранов на верхний торец изложниц. При этом показатель «ликвационного» обезуглероживания при содержании углерода 0,07-0,08 % составляет 0,19-0,20 кг/т и превышает «равновесное» на 0,04-0,05 кг/т, при сохранении среднего показателя обезуглероживания на уровне 0,14-0,12 кг/т (рис. 3). Снижение уровня «равновесного» обезуглероживания подтверждается значительным снижением количества образующейся шлаковой «пены» и её окислительного потенциала (табл. 3).

Повышение соотношения «ликвационного» обезуглероживания над «равновесным» при кипении металла в безокислительной атмосфере способствует увеличению толщины беспузыристой корочки краевой зоны слитка на 7 и 4 мм на уровнях 50 и 95 % высоты слитка по сравнению с кипением стали на воздухе.

Таблица 3

ХАРАКТЕР ИЗМЕНЕНИЯ КОЛИЧЕСТВА И СОСТАВА ШЛАКОВОЙ «ПЕНЫ»

Вариант технологии	Момент отбора проб шлака	Масса шлаковой пены, кг	(FeO), %	(MnO), %	(FeO+MnO), %	(FeO)/(MnO)
Кипение стали в безокислительной среде	1 мин. кипения	1,9	20,52	45,86	66,36	0,44
	9 мин. кипения	3,6	15,20	48,71	63,91	0,31
Кипение стали на воздухе	1 мин. кипения	6,4	39,72	34,15	73,87	1,10
	9 мин. кипения	15,3	44,04	36,09	80,13	1,20

Таблица 4

ИЗМЕНЕНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА МЕТАЛЛА, ГАЗОНАСЫЩЕННОСТИ, МАКРОСТРУКТУРЫ КОРКОВОЙ ЗОНЫ СЛИТКА НА ГОРИЗОНТАХ 5, 50, 95 % ОТ ГОЛОВНОЙ ЧАСТИ

Показатели	Опытная технология	Существующая технология
	Горизонт слитка, %	Горизонт слитка, %

	5	50	95	5	50	95
Химический состав металла, %:						
углерод	0,04	0,05	0,05	0,04	0,05	0,05
марганец	0,40	0,43	0,41	0,35	0,41	0,40
фосфор	0,007	0,009	0,010	0,008	0,009	0,007
сера	0,009	0,013	0,013	0,010	0,013	0,012
кислород	0,028	0,030	0,027	0,035	0,032	0,036
азот	0,0035	0,0036	0,0035	0,0047	0,0039	0,0046
Макроструктура краевой зоны						
Толщина корочки, * мм	пузырей нет	16,0-25,0	20,0-27,0	пузырей нет	12,0-15,0	18,0-23,0
	пузырей нет	20,6	23,5	пузырей нет	13,5	20,5
Длина пузыря, мм	пузырей нет	5,0-11,0	6,0-17,0	пузырей нет	5,0-11,0	5,0-11,0
	пузырей нет	8,0	9,5	пузырей нет	7,5	8,0
Диаметр пузыря, мм	пузырей нет	1,7-3,0	1,5-3,5	пузырей нет	0,5-1,5	1,0-4,0
	пузырей нет	2,4	2,3	пузырей нет	0,7	2,6
Состояние корочки	плотная	плотная	мелкие поры	плотная	плотная	мелкие поры
	я	плотная	мелкие поры	я	плотная	мелкие поры

*) в числителе — минимальные-максимальные значения параметров, в знаменателе — среднее значение.

Результаты проведенных исследований и анализ баланса кислорода на фронте кристаллизации позволили установить, что ограничение поступления кислорода на «равновесное» обезуглероживание позволяет более полно использовать растворенный кислород и снизить среднее содержание кислорода и азота в стали (табл. 4). Так, содержание кислорода в листовом рулонном прокате из опытных слитков в средней зоне полосы составляет 0,016-0,25 %, в краевой зоне 0,032-0,04 %. На сравнительных рулонах распределение кислорода противоположное — 0,035-0,050 % в средней и 0,028-0,035 % в краевой зоне полосы.

Снижение количества шлаковой «пены» и его окислительного потенциала (табл. 4) и поддержание его в жидком состоянии за счет изолирующего действия стальных экранов позволяет снизить загрязненность стали неметаллическими включениями. Это происходит вследствие хороших ассимилирующих свойств шлаковой «пены» к всплывающим неметаллическим включениям и устранению затягивания «пены» в объем слитка, вследствие низкой ее плотности, а также повышения скорости выноса включений к границе шлак-металл из-за повышения скорости «ликвационного» обезуглероживания.

Таким образом, организация кипения стали в безокислительной атмосфере позволяет устранить вторичное окисление металла, поднять уровень «ликвационного» обезуглероживания, тем самым улучшить структуру корковой зоны слитка, снизить загрязненность металла неметаллическими включениями и содержание кислорода и азота в стали.

УДК 621.771.014

А.Б. НАЙЗАБЕКОВ
А.А. КУЛЖАБАЕВА
С.А. КЫЙНЕКЕН

Анализ микроструктуры стальных образцов, откованных в специальных бойках

Повышение качества заготовок и поковок — одна из основных задач обработки металлов давлением (ОМД). Перспективным направлением ОМД является использование механизма сдвиговой деформации, реализуемого за счет усложнения конфигурации

инструмента.

Для исследования влияния конфигурации бойка на изменение микроструктуры и твердости металла был проведен эксперимент в лабораторных условиях ЗАО «КарМетИ» на прессе ПСУ-125. Для деформации

металла использовали замковый и трапециевидный бойки с разными углами наклона. Деформирование заготовок производили в горячем состоянии. Предварительно инструменты и заготовки нагревали в электрической печи. Температура нагрева инструмента $t=250$ °С, а стальных заготовок — $t=1100$ °С. В экспериментах использовались образцы марки стали 3 и 45 размерами $40 \times 40 \times 10$ мм.

Обжатие заготовок производили с разным количеством циклов в замковых и трапециевидных бойках. Предварительно нагретую заготовку продеформировали в трапециевидных бойках, где заготовка испытывает сдвиговую деформацию на наклонных участках бойка. Далее заготовку кантуют на 180° и подают на плоский участок трапециевидного инструмента для ее выпрямления [1]. Это представляется как первый цикл деформирования. Во втором цикле деформирования заготовки обеспечили знакопеременную деформацию в объеме металла в этом же участке. Общее количество циклов составило 6.

Деформация заготовок в замковых бойках немного отличается от деформации в трапециевидных бойках. Первый цикл деформирования произвели следующим образом. Нагретую заготовку поместили в рабочее пространство замкового бойка и произвели деформирование. После деформации заготовка приняла форму параллелограмма. Для придания заготовке прямоугольной формы произвели кантовку на 180° путем поворота заготовки относительно ее поперечной оси [2]. Общее число циклов так, как и в первом случае — 6.

Из всех заготовок после каждого цикла предлагаемой технологии были вырезаны темплеты в поперечном направлении для исследования микроструктуры и твердости. Темплеты заготовок, продеформированных в трапециевидных бойках, вырезались из двух участков: плоского участка и наклонного участка, где обеспечивалось знакопеременное деформирование.

Темплеты для микроструктурного анализа были отшлифованы на шлифовальном станке. Анализ балла зерна металла проводили по ГОСТ 5639-82 при увеличении $\times 100$ и микроструктуры — при увеличении $\times 500$ на микроскопе Leica. В начальном положении структура заготовок ферритно-перлитное (рис. 1а), разнотельное и составил 6 баллов, местами 4 балла.



Рис. 1. Микроструктура стали 45: а — микроструктура исходной заготовки стали 45; б — микроструктура стали 45 после третьего цикла обжатия в трапециевидных бойках $\alpha=30^\circ$

Анализ микроструктуры стальных образцов, продеформированных в трапециевидных бойках, показал, что после третьего цикла деформирования происходит измельчение зерна, расположение зерен ферритно-перлитной структуры равноосное. Балл зерна при угле наклона $\alpha=30^\circ$ составляет 8-9 баллов. А при угле наклона $\alpha=45^\circ$ балл зерна достигает 10 баллов. Мелкозернистая структура металла, полученная после третьего цикла деформирования, приведена на рис. 1б.

Аналогичное изменение балла зерна (8-9 баллов) наблюдается после деформирования в замковых бойках при таком же цикле с углами наклона 30° (рис. 2а). Микроструктура заготовки, полученная в замковых бойках с углом наклона 40° , показывает измельчение балла зерна до 10 баллов. Измельчение зерна уже в третьем цикле деформирования образца свидетельствует о качественной проработке структуры металла. Мелкозернистую структуру металла получили по всему объему заготовки, так как очаг деформации охватывает всю заготовку.

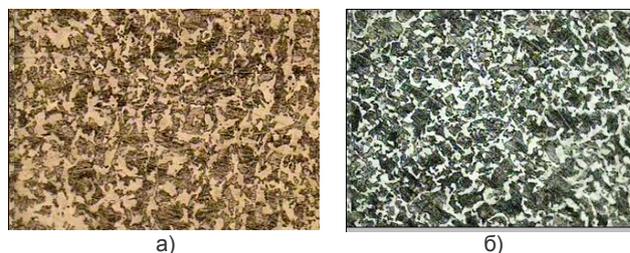


Рис. 2. Микроструктура стали 45 после третьего цикла деформирования в специальных инструментах: а — микроструктура стали 45 после деформирования в замковых бойках с $\alpha=40^\circ$; б — микроструктура стали 45 после деформирования в трапециевидных бойках с $\alpha=45^\circ$

Небольшое различие в изменении структуры металла в этих бойках объясняется тем, что с увеличением угла наклона инструмента возрастает численное значение интенсивности сдвиговой деформации. Что в свою очередь благоприятно влияет на качество обрабатываемого металла.

Анализ микроструктуры металла, продеформированного на плоских участках трапециевидного бойка, показывает, что с увеличением цикла обжатия получили разнотельную структуру металла (рис. 3 а). Как показано на рисунке, из-за неравномерного распределения деформации возникает различие в ориентировке зерен по объему металла на этом участке.

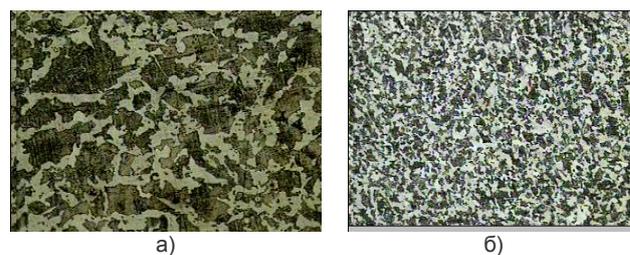


Рис. 3 Микроструктура стали 45 после шестого цикла деформирования в трапециевидных бойках: а — $\alpha=45^\circ$ плоский участок; б — $\alpha=45^\circ$ наклонный участок.

Ярко выраженное измельчение структуры получили на шестом цикле деформирования в предлагаемых инструментах (рис. 3б). Балл зерна достиг 12-13. После каждого этапа деформирования распределение ферритно-перлитной структуры равномерное и зерна равноосные. Соотношение феррита и перлита для стали 45 составило 0,78 [3].

Для подтверждения проведенного исследования также на микроскопе Leica измеряли твердость стальных образцов, продеформированных в трапециевидных и замковых бойках по Виккерсу в трех точках и брали среднее значение. Результаты замеров приведены в таблице. По данным таблицы можно увидеть, что при увеличении числа циклов деформирования твердость металла постепенно возрастает. Получение невысокой твердости металла при горячем деформировании без разрушения показывает повышение пластических характеристик обрабатываемой заготовки.

ТВЕРДОСТЬ ПО ВИККЕРСУ ЗАГОТОВОК ПОСЛЕ ДЕФОРМАЦИИ НА СПЕЦИАЛЬНЫХ ИНСТРУМЕНТАХ

Бойки	Цикл	HV			
		сталь 3		сталь 45	
		$\alpha=30^\circ$	$\alpha=45^\circ$	$\alpha=30^\circ$	$\alpha=45^\circ$
трапециевидный	1	234	227	218	210
	2	255	229	226	256

	3	260	235	241	273	
	4	282	272	263	289	
	5	305	291	291	302	
	6	312	318	312	323	
	замковый	цикл	$\alpha=30^\circ$	$\alpha=40^\circ$	$\alpha=30^\circ$	$\alpha=40^\circ$
		1	242	245	222	258
2		257	256	266	290	
3		273	299	285	294	
4		287	313	315	307	
5		302	321	319	314	
6	315	335	323	327		

Результаты исследования показали, что при деформировании заготовок в специальных инструментах мелкозернистую структуру получили после третьего цикла деформирования. Преимуществом замковых бойков по сравнению с трапециевидными является знакопеременная деформация, охватывающая полностью поперечное сечение образца по всей длине. А в трапециевидных бойках знакопеременная деформация реализуется частично в наклонных участках инструмента. Обеспечение знакопеременной деформации по длине заготовки увеличит время, что повышает расход энергоресурсов.

При деформировании металла в замковых бойках можно получить мелкозернистую структуру металла с повышенными пластическими характеристиками.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Научные и технологические основы повышения эффективности процессовковки при знакопеременных деформациях: Монография / Найзабеков А.Б. — Алматы: Изд-во РИК по учебной и методической литературе, 2000. 336 с.
2. Анализ качества металла, откованного в замковых бойках / Найзабеков А.Б., Кулжабаева А.А., Шмидт Н.Ю. // Изв. вузов. Черная металлургия. 2004. №2. С. 27-34.
3. Гуляев А.П. Металловедение М.: Metallургия, 1986. 544 с.

Раздел 3

Строительство. Транспорт

УДК 678.046.3

*А.Н. ИМАНОВ
И.Ж. ИЗБАСАРОВА
А.З. ИСАГУЛОВ***Исследование релаксации напряжений
термопластичных композиций, содержащих
дисперсно-волоконный наполнитель**

Композиционные материалы являются перспективным классом конструкционных материалов, широко используемых в современной промышленности.

Повышению технических характеристик изделий и деталей, их надежности, снижению материалоемкости в значительной мере способствует создание качественно новых композиционных материалов, обладающих свойствами, практически не присущими традиционным композиционным материалам (сталей, сплавов и др.).

В настоящее время для получения композиционных материалов широко используют углеродные, стеклянные, асбестовые, базальтовые и другие волокна. Введение в состав композиции волокон приводит к повышению деформационно-прочностных свойств полимеров. Исходя из утверждения оптимальности бимодальной упаковки в объеме полимерной матрицы нами ранее были разработаны композиции, содержащие дисперсно-волоконный наполнитель [1]. В качестве дисперсного наполнителя использовали тонкодисперсный ракушечник, мел, фосфогипс, золу-уноса ТЭЦ; в качестве микроволокнистого — волластонитовый концентрат и асбест.

Для прогнозирования надежности и долговечности изделий интересным представлялось исследование релаксации напряжений в композиционных материалах на основе смеси поли-4-метил-петена-1 (темплена) и полипропилена (ПП), содержащих дисперсный и волоконный наполнители.

Композиции получали экструзией темплена на 2 — червячном экструдере по технологии, описанной в [2].

Известно, что в композиционных материалах на границе раздела фаз наполнитель-матрица возникают напряжения вследствие разницы коэффициента Пуассона и коэффициента линейного термического расширения полимерной матрицы и армирующего наполнителя, которые могут снижать эксплуатационные характеристики материалов.

Применение аппретирующих добавок обеспечивает смачиваемость поверхности наполнителей термопластами, повышение адгезионной прочности на границе раздела фаз, снижение внутренних напряжений вдоль границы раздела волокно — полимерная матрица и, как следствие, возрастание прочностных характеристик композиционных материалов. Для снижения внутренних напряжений в наполненных полимерах использовали олигомерные добавки в небольшом количестве (1-3 %). Выбранные легирующие добавки оказывают существенное влияние на аморфные зоны полимера, увеличивая подвижность макромолекул полимера и повышая текучесть расплава материала. В работе в качестве легирующей добавки использовали кремнийорганический олигомер (КО) «Силор».

Для исследований релаксации напряжений на приставке-релаксаторе УТС-10 «Test-technik» при нагрузке 50 и 100Н, температуре $25 \pm 0,3$ °С и скорости нагружения 5 мм/мин использовали стандартные образцы типа «лопатки». При испытаниях образцов

измеряли уменьшение напряжения во времени, а деформация оставалась постоянной.

Для описания релаксации напряжений в темплене, содержащих дисперсно-волоконный наполнитель, использовали уравнение Кольрауша, модифицированный авторами [3]:

$$\sigma_T = \sigma_\infty + \sigma_{oi} \cdot e^{-t/\tau}, \quad (1)$$

где σ_T — напряжение в момент времени t ;

σ_∞ — установившееся значение напряжения;

τ — время релаксации;

σ_{oi} и K — константы, характеризующие полимер.

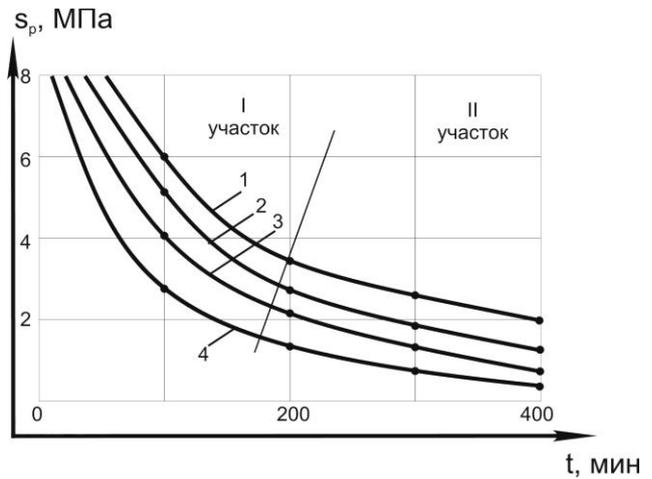
Согласно методике [3] на пологом участке кривой релаксации фиксировали значения $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ и σ_4 в момент времени t_1, t_2, t_3 и t_4 , связанные зависимостями $t_2 = \alpha t_1, t_3 = \alpha^2 t_1, t_4 = \alpha^3 t_1$, где α — коэффициент выбираемый из диапазона 1,5-3,0. Параметры σ_{oi} и σ_∞ уравнения определяли по значениям $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ и σ_4 из системы нелинейных уравнений, а параметры τ и K оценивали методом наименьших квадратов с использованием всех экспериментальных значений напряжения.

Для точного согласования теоретической зависимости уравнения с результатами эксперимента (таблица, рисунок) процесс релаксации в полимерах описывали уравнением, включающим две спектральные составляющие, каждая из которых является зависимостью Кольрауша:

$$\sigma_T = \sigma_\infty + \sigma_1 \cdot e^{-t/\tau_1 K_1} + \sigma_2 e^{-t/\tau_2 K}. \quad (2)$$

Релаксационную кривую разбивали на два участка. Первый участок соответствует интервалу времени от 0-200 мин. При этом параметры уравнения оценивали для малых времен релаксации ($\tau_1 < \tau_2$). Второй участок соответствовал спектральной составляющей с временем релаксации $\tau_2 = 200-400$ мин. На рисунке приведены кривые релаксации исследуемых материалов.

По кривым релаксации установлено, что значение τ_1 и τ_2 для наполненных темплена и ПП совпадают. Следовательно, в данном случае справедлива модель Кольрауша, которая является частным случаем уравнения (2) при $\sigma_2 = 0$. При увеличении содержания наполнителя и КО «Силор» в композиции время релаксации напряжений увеличивается (рисунок).



Кривые релаксации наполненных и модифицированных термопластов:
Содержание наполнителя: 1 — 10; 2 — 20; 3 — 30 масс.ч.; КО «Силор» — 1,5 масс.ч.; матрица — темплен
ВРЕМЯ РЕЛАКСАЦИИ НАПОЛНЕННЫХ И МОДИФИЦИРОВАННЫХ ТЕРМОПЛАСТОВ

№ п/п	Наименование компонентов	Содержание масс.ч.	Время релаксации	
			темплен	полипропилен
1	мел+концентрат воластонита	0	145	145
2	мел+концентрат воластонита	10	165	185
3	мел+концентрат воластонита	20	284	317
4	мел+концентрат воластонита	30	375	394
5	3+КО «Силор»	1,0	300	287
6	3+КО «Силор»	1,5	250	190
7	3+КО «Силор»	3,0	140	147

Так как исследуемые наполненные композиционные материалы предназначены для производства строительных изделий и деталей с длительно воздействующими на них нагрузками, анализировали время релаксации, соответствующее второй составляющей уравнения (2). С увеличением содержания наполнителя (табл.) время релаксации увеличивается. Введение КО «Силор» существенно снижает этот показатель и абсолютное значение остаточного напряжения (рис.) во всем диапазоне концентрации модификатора и наполнителя. Модификация термопластов приводит к улучшению их структуры, снижению дефектности материала, повышению его деформационно-прочностных свойств. Так, содержание 1,0-3,0 масс.ч. «Силор» повышает деформацию и разрушающее напряжение при изгибе на 20-25 % и 30-35 % соответственно.

На основании результатов анализа релаксационных процессов, протекающих в исследуемых наполненных термопластах, можно

предположить, что модификация КО «Силор» наиболее эффективна при создании наполненных систем, в частности, в композициях, содержащих волластонитовый концентрат.

Электронной микроскопией установлено, что распределение наполнителя в полимерной матрице более равномерно, чем в чистых полимерах. При этом макромолекулы полимера имеют преимущественно сферолитную структуру.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что с увеличением степени

наполнения время релаксации увеличивается, а при модификации кремнийорганической добавкой — уменьшается. Для описания релаксации в исследуемых системах использовано уравнение Кольрауша, методом 2-х составляющих, разработанных авторами [3]. Разработанные композиционные материалы, содержащие армирующие наполнители и легирующую кремнийорганическую добавку, могут быть использованы для производства строительных материалов и изделий, работающих в условиях длительной нагрузки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мусалимов И.Г., Иманов А.Н., Акашев В.Т., Беспалова Т.А. Материалы научно-практической конференции «Применение новых полимерных материалов в строительстве». Караганда: Изд-во ЦКО АН КазССР, 1990. С. 67-68.
2. Мусалимов И.Г., Иманов А.Н. Композиционные материалы на основе полипропилена. Караганда: НАДПиМИ РК, 1995. 104 с.
3. Кербер М.Л., Кравченко Т.П., Васильева С.А., Храмов А.Г. Исследование релаксации напряжений в армированных полимерах. Пластич. массы. 1991. №6. С. 40-41.

УДК 624.074.43

С.К. ЕЛЬМУРАТОВ
Н.Т. ЖАДРАСИНОВ

Численное исследование тонких пологих оболочек методом криволинейных сеток

Развитие строительной отрасли характеризуется внедрением высоких технологий, архитектурно-компоновочных решений, позволяющих придать объекту архитектурную выразительность, эксплуатационную надежность и долговечность. В этом смысле наиболее прогрессивными видами конструкций являются тонкостенные пространственные конструкции, позволяющие совмещать несущие и ограждающие функции и при этом перекрывающие большие пролеты.

Наиболее соответствуют этим условиям железобетонные пологие оболочки двоякой положительной и отрицательной гауссовой кривизны. Однако задачи исследования напряженно-деформированного состояния оболочек сопряжены с математическими трудностями, поскольку описывающие их уравнения имеют высокий общий порядок. С усложнением схемы загрузки оболочек и пластин, с появлением их неоднородности, а также переменной жесткости трудности расчета резко возрастают. Это исключает возможность аналитического расчета тонких оболочек и пластин, и на передний план выдвигаются численные методы с широким применением ЭВМ.

В строительной механике автоматизация вычислительных процессов необходима. Особенно применительно к строительной механике пластин и оболочек. При исследовании оболочек и пластин широкое распространение получили метод конечных разностей, вариационно-разностный метод и метод конечных элементов. Причем, каждый из этих методов имеет множество модификаций, оправдывающих себя при решении определенных классов или типов задач.

При использовании метода конечных разностей дифференциальные уравнения заменяются уравнениями в конечных разностях. Задача сводится к решению системы алгебраических уравнений.

Большим преимуществом этого метода является его слабая зависимость от граничных условий, геометрии оболочки, начальных условий. Метод хорошо применим при неоднородном поле напряжений, переменной толщины оболочки. Недостатком метода является высокий порядок систем уравнений, трудности при рассмотрении многосвязных областей и их стыковке, описываемых различными уравнениями, а также существенное влияние жестких смещений элементов оболочки на погрешность конечно-разностной аппроксимации ковариантных производных от компонент разрешающих вектор-функций.

Вариационно-разностный метод и метод конечных элементов свободны от некоторых из этих недостатков, поскольку основаны на вариационных принципах механики. Это дает возможность избежать формулировки краевой задачи для системы дифференциальных уравнений и непосредственно перейти к системе алгебраических уравнений. При этом матрица коэффициентов хорошо обусловлена и всегда имеет симметричную структуру.

Идея вариационно-разностного метода состоит в замене вариационной задачи ее дискретным аналогом в сеточной области. При переходе к системе алгебраических уравнений исходный функционал энергии, записанный для всей области, заменяется некоторой конечной суммой, а входящие в него производные — конечными разностями. Метод облегчает формулировку краевых и контактных задач и позволяет исключить из специального рассмотрения статические граничные условия, называемые естественными.

В основе метода конечных элементов лежит идея разделения конструкции на отдельные элементы. В методе функционал энергии для всей рассматриваемой области представляется в виде суммы функционалов отдельных ее частей —

конечных элементов. В каждом элементе независимо от других задается закон распределения функций, выбранных в качестве разрешающих. На первой стадии сопряжение конечных элементов в единую систему проводилось путем удовлетворения условий совместности перемещений только в узловых точках. В последние годы разрабатываются приемы, в которых условия совместности деформации удовлетворяются по всей длине границ между элементами, а не только в отдельных точках. Однако остается открытым вопрос, какими элементами целесообразнее всего аппроксимировать исследуемую конструкцию. Д.Аргирис и др.[2] предложили несколько плоских и объемных элементов, в которых условия совместности получаются удовлетворением условий не только по перемещениям, но и по углам поворота. Во многих случаях аппроксимация конструкций оболочечного типа плоскими элементами ведет к существенным погрешностям. В связи с этим появились работы по применению искривленных элементов. В работах [3,4] авторы, применяя метод конечных элементов к решению задач по тонким оболочкам, объясняют причину медленной скорости сходимости метода преобладающим влиянием жестких смещений на ошибку дискретизации.

В настоящей работе предлагается новая разностная схема, отличающаяся улучшенной сходимостью за счет исключения ошибки аппроксимации дифференциальных соотношений вектор-функции жестких смещений. При этом, система состыкованных оболочек и пластин может рассматриваться в целом, без расчленения ее на отдельные элементы, в связи с чем исключается необходимость введения дополнительных уравнений, описывающих условия контакта [5,6,7]. При расчете тонкостенных конструкций традиционными методами задача сводится к получению скалярных дифференциальных соотношений, описывающих поведение исследуемой конструкции и дискретизации полученных соотношений каким-либо численным методом.

Используется разностная схема, позволяющая перейти от векторных дифференциальных соотношений механики деформируемого твердого тела к системе алгебраических уравнений, имеющих по сравнению с конечно-разностными уравнениями, полученными традиционным методом, значительные преимущества, основным из которых является увеличение скорости сходимости решения за счет полного исключения ошибки аппроксимации ковариантной производной вектор-функции жестких смещений, имеющей место при использовании многих численных методов.

Для дискретизации дифференциальных соотношений теории оболочек методом криволинейных сеток используем аналитическое выражение ковариантной производной [6]

$$\nabla_{\alpha} u_{\beta} = \frac{\partial u_{\beta}}{\partial x^{\alpha}} - \tilde{A}_{\alpha\beta}^s u \quad (1)$$

в какой-то точке i , которое обычно записывается в виде

$$\nabla_{\alpha} u_{\beta} \approx 0,5 \left[u_{\beta \ i+1} - u_{\beta \ i-1} \right] - \tilde{A}_{\alpha\beta}^s u_{s \ i}, \quad (2)$$

где Γ^s — символы Кристоффеля;

$$\alpha = 1,2;$$

$$\beta = 1,2,3.$$

Запишем выражение ковариантной производной в векторной форме

$$\nabla_{\alpha} u_{\beta} = \left(\frac{\partial \vec{u}}{\partial x^{\alpha}} \cdot \vec{e}_{\beta} \right) \approx 0,5 \left[u_s \vec{e}^s_{i+1} - u_s \vec{e}^s_{i-1} \right] \cdot \vec{e}_{\beta \ i}. \quad (3)$$

Вектор-функцию \vec{u} в окрестности точки i , ковариантные производные от компонент которой мы определяем, можно представить в виде суммы переменной функции \vec{u}^* и постоянной \vec{u}° , равной вектору смещения в точке i

$$\vec{u} = \vec{u}^* + \vec{u}^{\circ}. \quad (4)$$

Поскольку значение ковариантной производной от компонент постоянной составляющей \vec{u}° равно нулю, то значение ковариантной производной от компоненты всей функции \vec{u} будет равно значению производной от переменной составляющей \vec{u}^* . При общепринятой дискретизации (2) величина погрешности пропорциональна $|\vec{u}^{\circ}|$. При незначительном деформировании оболочки в окрестности точки i при относительно больших смещениях оболочки как жесткого целого погрешность аппроксимации может быть соизмерима со значением вычисляемой производной $\nabla_{\alpha} u_{\beta}$. Это обстоятельство является причиной медленной скорости сходимости метода конечных разностей при решении многих задач теории тонких оболочек. Применение разностной аппроксимации (3) позволяет исключить погрешность аппроксимации ковариантных производных от функции жестких смещений элементов оболочки, что существенно улучшает результаты метода криволинейных сеток по сравнению с решениями традиционным методом конечных разностей.

Существенным преимуществом формулы (3) является также отсутствие в ней символов Кристоффеля. Это значительно упрощает вычисление геометрических характеристик и переопределение их в процессе деформирования оболочки.

Приведем методику дискретизации разрешающих уравнений теории пологих оболочек методом криволинейных сеток. Рассмотрим пологую оболочку положительной гауссовой кривизны. Разрешающие уравнения для пологих оболочек в векторной форме были получены в работе [8]. На срединной поверхности S оболочки построим координатные линии недеформированной системы координат x^1, x^2 (рис. 1)

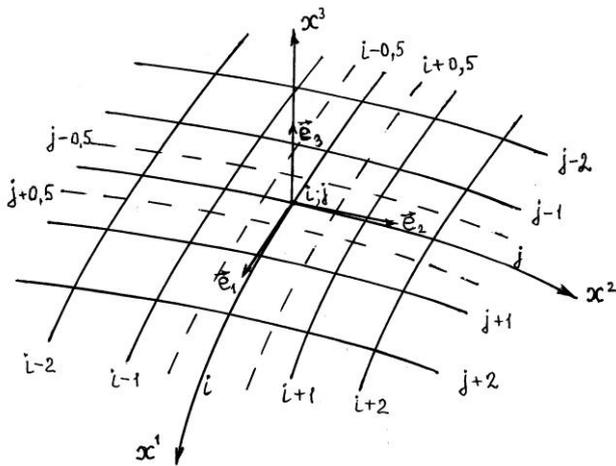


Рис. 1. Разностная сетка

В качестве координатной системы удобно использовать координаты, соответствующие номерам узлов разностной сетки в направлении x^1, x^2 с постоянным интервалом $\Delta x^1 = \Delta x^2 = 1$ при любой сетке. Величины $\sqrt{a_{11}}$ и $\sqrt{a_{22}}$ определяют расстояние между узлами в направлениях x^1 и x^2 .

Тогда векторное уравнение [8]

$$\frac{\partial \sqrt{a} \vec{N}^i}{\partial x^i} + \sqrt{a} \vec{q} = 0 \quad (5)$$

можно преобразовать к разностному виду, учитывая, что $\vec{N}^i = N^{ij} \vec{e}_j$ ($i = 1, 2; j = 1, 2, 3$) — векторы внутренних усилий (рис. 2)

$$\begin{aligned} & \left[\sqrt{a} N^{11} \vec{e}_1 + N^{12} \vec{e}_2 + \vec{e}_3 \right]_{i+0,5; j} - \left[\sqrt{a} N^{11} \vec{e}_1 + N^{12} \vec{e}_2 + \right. \\ & \left. + Q^1 \vec{e}_3 \right]_{i-0,5; j} + \left[\sqrt{a} N^{21} \vec{e}_1 + N^{22} \vec{e}_2 + Q^2 \vec{e}_3 \right]_{i; j+0,5} - \\ & - \left[\sqrt{a} N^{21} \vec{e}_1 + N^{22} \vec{e}_2 + Q^2 \vec{e}_3 \right]_{i; j-0,5} + \left[\sqrt{a} q^1 \vec{e}_1 + q^2 \vec{e}_2 + q^3 \vec{e}_3 \right]_{i; j} = 0 \end{aligned} \quad (6)$$

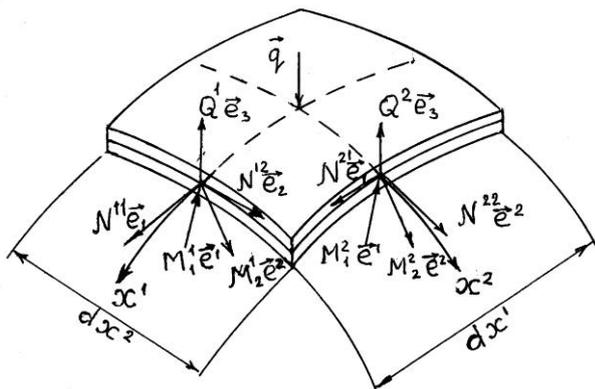


Рис. 2. Главные векторы усилий и моментов элемента оболочки по координатным осям

Выполним усреднение геометрических характеристик \sqrt{a} и нагрузки в узлах. Проектируя конечно-разностное выражение векторного уравнения равновесия элемента оболочки (рис. 2) с центром в узле (i, j) на векторы взаимного локального базиса в узле (i, j) получим систему трех скалярных уравнений равновесия при $\alpha = 1, 2, 3$.

$$\begin{aligned} & \frac{\sqrt{a_{i+0,5; j+0,5}} + \sqrt{a_{i+0,5; j-0,5}}}{2} N^{11} a_1^{\alpha, j} + N^{12} a_2^{\alpha, j} + Q^1 a_3^{\alpha, j} \Big|_{i+0,5; j} - \\ & - \frac{\sqrt{a_{i-0,5; j+0,5}} + \sqrt{a_{i-0,5; j-0,5}}}{2} N^{11} a_1^{\alpha, j} + N^{12} a_2^{\alpha, j} + Q^1 a_3^{\alpha, j} \Big|_{i-0,5; j} + \\ & + \frac{\sqrt{a_{i+0,5; j+0,5}} + \sqrt{a_{i-0,5; j+0,5}}}{2} N^{21} a_1^{\alpha, j} + N^{22} a_2^{\alpha, j} + Q^2 a_3^{\alpha, j} \Big|_{i; j+0,5} - \\ & - \frac{(\sqrt{a_{i+0,5; j-0,5}} + \sqrt{a_{i-0,5; j+0,5}})}{2} (N^{21} a_1^{\alpha, j} + N^{22} a_2^{\alpha, j} + Q^2 a_3^{\alpha, j}) \Big|_{i; j-0,5} + \quad (7) \\ & + \frac{1}{4} \left[\sqrt{a} (q^1 a_1^{\alpha, j} + q^2 a_2^{\alpha, j} + q^3 a_3^{\alpha, j}) \right]_{i+0,5; j+0,5} + \\ & + \frac{1}{4} \left[\sqrt{a} (q^1 a_1^{\alpha, j} + q^2 a_2^{\alpha, j} + q^3 a_3^{\alpha, j}) \right]_{i+0,5; j-0,5} + \\ & + \frac{1}{4} \left[\sqrt{a} (q^1 a_1^{\alpha, j} + q^2 a_2^{\alpha, j} + q^3 a_3^{\alpha, j}) \right]_{i-0,5; j+0,5} + \\ & + \frac{1}{4} \left[\sqrt{a} (q^1 a_1^{\alpha, j} + q^2 a_2^{\alpha, j} + q^3 a_3^{\alpha, j}) \right]_{i-0,5; j-0,5} \end{aligned}$$

Здесь $a_{\beta i \pm 0,5; j \pm 0,5}^{\alpha, j} = \vec{e}_{\beta i \pm 0,5; j \pm 0,5} \cdot \vec{e}_{\alpha, j}$, $\alpha, \beta = 1, 2, 3$ коэффициенты преобразования векторных компонент при переходе из локального базиса точки $i \pm 0,5; j \pm 0,5$ в локальный базис точки i, j .

Выражения для перерезывающих усилий Q^j определяем из уравнения равенства нулю главного момента внутренних усилий и моментов, действующих на элемент оболочки

$$\frac{\partial \sqrt{a} \vec{M}}{\partial x^\beta} + [\vec{e}_\beta, \vec{N}] \sqrt{a} = 0 \quad (8)$$

Вектор внутренних моментов определяется по формуле

$$\vec{M}^\beta = C_{\alpha\beta} M^{\beta\alpha} \vec{e}^\gamma, \quad (9)$$

где $C_{\alpha\gamma}$ — дискриминантный тензор поверхности

$$C_{11} = C_{12} = 0, C_{12} = \sqrt{a}, C_{21} = -\sqrt{a}.$$

Выразим векторы внутренних моментов через их ковариантные компоненты

$$\begin{aligned} \vec{M}^1 &= \sqrt{a} M^{11} \vec{e}^2 - M^{12} \vec{e}^1, \\ \vec{M}^2 &= \sqrt{a} M^{21} \vec{e}^2 - M^{22} \vec{e}^2. \end{aligned} \quad (10)$$

Подставляя (10) в (8) и умножая результат на векторы \vec{e}_2 и \vec{e}_1 основного локального базиса, получим соответственно выражения для Q^1 и Q^2 . При этом необходимо учесть, что контравариантные компоненты тензора внутренних моментов $M^{1\alpha}$ между узлами можно усреднить через их значения в основных узлах сетки с помощью закона преобразования компонент тензора (рис. 1)

$$M^{1\alpha} \Big|_{j+0,5} = \frac{1}{2} a_{1j+1}^{1j+0,5} a_{\alpha j+1}^{\alpha j+0,5} M_{j+1}^{1\alpha} + a_{1j}^{1j+0,5} a_{\alpha j}^{\alpha j+0,5} M_j^{1\alpha} \quad (11)$$

и принять во внимание свойства векторно-скалярного произведения трех векторов

$$\begin{aligned} [\bar{e}_\alpha, \bar{N}^\alpha] \cdot \bar{e}_\beta &= [\bar{e}_\beta, \bar{e}_\alpha] \cdot \bar{N}^\alpha; \\ [\bar{e}_\alpha, \bar{e}_\beta] &= C_{\alpha\beta} \cdot \bar{e}_\zeta; \quad \bar{T}^\alpha \bar{e}_\zeta = T^{\alpha\zeta}. \end{aligned} \quad (12)$$

В результате получим

$$\begin{aligned} Q_{i+0,5;j}^1 &= \left[aM^{11} a_{i+1;j}^{2i+1;j} - aM^{11} a_{i,j}^{2i;j} + \right. \\ &+ aM^{12} a_{i,j}^{li;j} - aM^{12} a_{i+1;j}^{li+1;j} + \\ &+ aM^{21} a_{i+0,5;j+0,5}^{2i+0,5;j+0,5} - aM^{21} a_{i+0,5;j-0,5}^{2i} \times \\ &\times a_{i+0,5;j}^{2i+0,5;j-0,5} + aM^{22} a_{i+0,5;j-0,5}^{a_{i+0,5;j}^{2i+0,5;j-0,5}} - \\ &\left. - (aM^{22})_{i+0,5;j+0,5} a_{i+0,5;j}^{a_{i+0,5;j+0,5}^{2i+0,5;j}} \right] / a_{i+0,5;j}, \end{aligned} \quad (13)$$

$$\begin{aligned} Q_{i;j+0,5}^2 &= \left[aM^{11} a_{i-0,5;j+0,5}^{2i-0,5;j+0,5} - aM^{11} a_{i+0,5;j+0,5}^{2i} \times \right. \\ &\times a_{i;j+0,5}^{2i+0,5;j+0,5} + aM^{12} a_{i+0,5;j+0,5}^{li+0,5;j+0,5} - aM^{12} a_{i-0,5;j+0,5}^{2i} \times \\ &\times a_{i;j+0,5}^{li-0,5;j+0,5} + aM^{21} a_{i;j}^{2i;j} - aM^{21} a_{i;j+1}^{2i;j+1} + \\ &\left. + (aM^{22})_{i;j+1} a_{i;j+0,5}^{li;j+1} - (aM^{22})_{i;j} a_{i;j+0,5}^{li;j} \right] / a_{i;j+0,5}. \end{aligned} \quad (14)$$

Контравариантные компоненты тензоров изгибающих и крутящих моментов выразим через ковариантные компоненты изгибных деформаций $\mu_{\alpha\beta}$

$$\begin{aligned} M^{11} &= D a^{11} a^{11} \mu_{11} + \nu a^{11} a^{22} \mu_{22}, \\ M^{22} &= D a^{22} a^{22} \mu_{22} + \nu a^{11} a^{22} \mu_{11}, \\ M^{12} &= M^{21} = D (1-\nu) a^{11} a^{22} \mu_{12}. \end{aligned} \quad (15)$$

Здесь D цилиндрическая жесткость. Компоненты тангенциальных деформаций срединной поверхности оболочки определим через вектор перемещений

$$\bar{u} = u_\zeta \bar{e}^\zeta = u_1 \bar{e}^1 + u_2 \bar{e}^2 + u_\zeta \bar{e}^\zeta \quad (16)$$

по формуле

$$\varepsilon_{\alpha\beta} = \frac{1}{2} \left(\frac{\partial \bar{u}}{\partial x^\alpha} \bar{e}_\beta + \frac{\partial \bar{u}}{\partial x^\beta} \bar{e}_\alpha \right) + \frac{1}{2} \nu_\alpha \nu_\beta. \quad (17)$$

Если пренебречь тангенциальной деформацией ε_{12} ввиду их малости, то для пологих оболочек можно записать

$$\varepsilon_{\alpha\alpha} = \frac{\partial u}{\partial x_{11}^\alpha} + \frac{1}{2} \nu_\alpha^2. \quad (18)$$

В результате дискретизации дифференциальных соотношений (17) получим разностные выражения компонент тензора мембранных деформаций

$$\begin{aligned} \varepsilon_{11 i+0,5;j} &= \left(\frac{\partial \bar{u}}{\partial x^1} \bar{e}_1 + \frac{1}{2} \nu_1 \nu_2 \right)_{i-0,5;j} = \left[u_\zeta \bar{e}^\alpha_{i+1;j} - u_\zeta \bar{e}^\alpha_{i;j} \right] \times \\ &\times e_{li+0,5;j} + \frac{1}{2} \nu_1 \nu_2 = u_{li+1;j} a_{li+0,5;j}^{li+1;j} + u_{2i+0,5;j} a_{li+0,5;j}^{2i+1;j} + u_{3i;j} a_{li+0,5;j}^{3i;j} - \\ &- u_{li;j} a_{li+0,5;j}^{li;j} - u_{2i;j} a_{li+0,5;j}^{2i;j} - u_{3i;j} a_{li+0,5;j}^{3i;j} + \frac{1}{2} (v_1 v_2)_{i+0,5;j}; \\ \varepsilon_{22 i;j+0,5} &= \left(\frac{\partial \bar{u}}{\partial x^2} \bar{e}_2 + \frac{1}{2} \nu_2 \nu_2 \right)_{i;j+0,5} = \left[(u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i;j+1} - (u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i;j} \right] \times \\ &\times \bar{e}_{2i;j+0,5} + \frac{1}{2} (v_2 v_2)_{i;j+0,5} = u_{li;j+1} a_{2i;j+0,5}^{li;j+1} + u_{2i;j+1} a_{2i;j+0,5}^{2i;j+1} + u_{3i;j+1} \times \\ &\times a_{2i;j+0,5}^{3i;j+1} - u_{li;j} a_{2i;j+0,5}^{li;j} - u_{2i;j} a_{2i;j+0,5}^{2i;j} - u_{3i;j} a_{2i;j+0,5}^{3i;j} + \frac{1}{2} (v_2 v_2)_{i;j+0,5}; \\ \varepsilon_{11 i;j+0,5} &= \left[(u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i+0,5;j+0,5} - (u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i+0,5;j-0,5} \right] \bar{e}_{li;j+0,5} + \frac{1}{2} (v_1 v_2)_{i;j+0,5} = \\ &= \frac{1}{4} \left[(u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i+1;j+1} + (u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i+1;j} - (u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i;j} \right] \bar{e}_{li;j+0,5} + (v_1 v_2)_{i;j+0,5} \\ \varepsilon_{22 i+0,5;j} &= \left[(u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i+0,5;j+0,5} - (u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i+0,5;j-0,5} \right] \bar{e}_{2i+0,5;j} + \\ &+ \frac{1}{2} (v_2 v_2)_{i+0,5;j} = \left[\frac{1}{4} (u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i+1;j+1} + (u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i+1;j} - (u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i;j+1} - \right. \\ &\left. - (u_\zeta \bar{e}^\alpha)_{i;j} \right] \bar{e}_{li;j+0,5} + \frac{1}{2} (v_2 v_2)_{i+0,5} \end{aligned} \quad (19)$$

Изгибные деформации срединной поверхности оболочки в векторной форме будут иметь вид [8]

$$\mu_{\alpha\beta} = C_{\beta i} \frac{\partial \bar{\Omega}}{\partial x^2} \cdot \bar{e}_i. \quad (20)$$

Здесь $\bar{\Omega}$ — вектор углов поворота окрестности точки срединной поверхности и определяется по формуле

$$\bar{\Omega} = C^{\alpha\beta} \nu_\alpha \bar{e}_\beta = \frac{1}{\sqrt{a}} \nu_1 \bar{e} - \frac{1}{\sqrt{a}} \nu_2 \bar{e}_1. \quad (21)$$

Углы поворота нормали срединной поверхности определяются по формуле

$$\nu_\alpha = - \frac{\partial \bar{u}}{\partial x^\alpha} \cdot \bar{e}_\zeta. \quad (22)$$

С учетом этого можно получить дискретные зависимости для компонент тензора изгибных деформации $\mu_{11}, \mu_{22}, \mu_{12}$

$$\begin{aligned}
 \mu_{11i;j} &= \left(\frac{1}{C^{12}} \frac{\partial \bar{\Omega}}{\partial x^1} \bar{e}^2 \right)_{i;j} = \sqrt{a_{i;j}} \bar{\Omega}_{i+0,5;j} - \bar{\Omega}_{i-0,5;j} \bar{e}_{i;j}^2 = \\
 &= \sqrt{a_{i;j}} \left[\left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_1 \right)_{i+0,5} a_{2i+0,5;j}^{2i;j} - \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_1 \right)_{i-0,5;j} a_{2i-0,5;j}^{2i;j} + \right. \\
 &\quad \left. + \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_2 \right)_{i-0,5;j} a_{1i-0,5;j}^{2i;j} - \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_2 \right)_{i+0,5;j} a_{1i+0,5;j}^{2i;j} \right]; \\
 \mu_{22i;j} &= \left(\frac{1}{C^{12}} \frac{\partial \bar{\Omega}}{\partial x^2} \bar{e}^1 \right)_{i;j} = \sqrt{a_{i;j}} \left(\bar{\Omega}_{i;j+0,5} - \bar{\Omega}_{i;j-0,5} \right) \bar{e}_{i;j}^1 = \\
 &= \sqrt{a_{i;j}} \left[\left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_1 \right)_{i;j+0,5} a_{2i;j-0,5}^{1i;j} - \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_1 \right)_{i;j-0,5} a_{2i;j+0,5}^{1i;j} + \right. \\
 &\quad \left. + \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_2 \right)_{i;j+0,5} a_{1i;j+0,5}^{1i;j} - \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_2 \right)_{i;j-0,5} a_{1i;j-0,5}^{1i;j} \right]; \\
 \mu_{12i;j} &= \frac{1}{2} \left[\left(\frac{1}{C^{12}} \frac{\partial \bar{\Omega}}{\partial x^1} \bar{e}^1 \right)_{i;j} + \left(\frac{1}{C^{12}} \frac{\partial \bar{\Omega}}{\partial x^2} \bar{e}^2 \right)_{i;j} \right] = \\
 &= \frac{1}{2} \left[-\sqrt{a_{i;j}} \left(\bar{\Omega}_{i+0,5;j} - \bar{\Omega}_{i-0,5;j} \right) \bar{e}_{i;j}^1 + \sqrt{a_{i;j}} \left(\bar{\Omega}_{i;j+0,5} - \right. \right. \\
 &\quad \left. \left. - \bar{\Omega}_{i;j-0,5} \right) \bar{e}_{i;j}^2 \right] = \frac{\sqrt{a_{i;j}}}{2} \left[\left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_1 \right)_{i-0,5;j} a_{2i-0,5;j}^{1i;j} - \right. \\
 &\quad \left. - \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_1 \right)_{i+0,5;j} a_{2i+0,5;j}^{1i;j} + \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_2 \right)_{i+0,5;j} a_{1i+0,5;j}^{1i;j} - \right. \\
 &\quad \left. - \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_2 \right)_{i-0,5;j} a_{1i-0,5;j}^{1i;j} + \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_1 \right)_{i;j+0,5} a_{2i;j+0,5}^{2i;j} - \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_1 \right)_{i;j-0,5} \right. \\
 &\quad \left. \times a_{2i;j-0,5}^{2i;j} + \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_2 \right)_{i;j-0,5} a_{2i;j-0,5}^{2i;j} - \left(\frac{1}{\sqrt{a}} v_2 \right)_{i;j-0,5} a_{2i;j-0,5}^{2i;j} \right];
 \end{aligned}
 \tag{23}$$

Разностные аналоги для углов поворота соответственно будут равны

$$\begin{aligned}
 v_{1i+0,5;j} &= \left[u_3 \bar{e}^\alpha_{i;j} - u_3 \bar{e}^\alpha_{i+1;j} \right] \bar{e}_{3i+0,5;j}; \\
 v_{2i;j+0,5} &= \left[u_s \bar{e}^\alpha_{i;j} - u_s \bar{e}^\alpha_{i;j+1} \right] \bar{e}_{3i;j-0,5}; \\
 v_{1i;j+0,5} &= \bar{u}_{i-0,5;j+0,5} - \bar{u}_{i+0,5;j+0,5} \bar{e}_{3i;j+0,5}; \\
 v_{2i+0,5;j} &= \bar{u}_{i+0,5;j-0,5} - \bar{u}_{i+0,5;j+0,5} \bar{e}_{3i+0,5;j}.
 \end{aligned}
 \tag{24}$$

Полученные выражения позволяют перейти от рассмотрения дифференциального векторного уравнения равновесия к системе алгебраических уравнений в перемещениях.

В отличие от классической теории дискретные выражения (23) и (24), полученные по предлагаемой методике, удовлетворяют условиям жесткого смещения, т.е. при жестком смещении оболочки без деформации, величины, подсчитываемые по этим формулам, будут иметь нулевые значения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Болотин В.В., Гольденблат И.Н., Смирнов А.Ф. Строительная механика. Современное состояние и перспективы развития. М.: Стройиздат, 1972. 191 с.
2. Argyris I.H., Buck K.E., Frid I., Marezek G. and Scharpt D.W/ Some new elements for the matrix displacement method. 2 and Couf. on matrix methods in structural mechanics, Air Force Institute of Technology, Wright — Patterson Base, Ohio, 1968.
3. Кантин Дж. Смещения криволинейных конечных элементов как жесткого целого // Ракет.техника и космонавтика. 1970. т.8. №7. С. 84-88.
4. Фрид А. Функции формы и точность криволинейных конечных элементов // Ракет.техника и космонавтика. 1973. т.11. №3. С. 40-46.
5. Гоцуляк Е.А., Ермишев В.Н., Жадрасинов Н.Т. Применение метода криволинейных сеток к расчету оболочек. Киев: Киевский инж.-строит. ин-т. (Рукоп. деп. в Укр.НИИНТИ 6 янв.1981г., № 2557). 1981. 23 с.
6. Жадрасинов Н.Т. Нелинейная деформация составных оболочек. Алматы: Гылым, 1998. 174 с.
7. Гуляев В.И., Баженов В.А., Гоцуляк Е.А., Гайдайчук В.В. Расчет оболочек сложной формы. Киев: Будивэльник, 1990. 192 с.
8. Ельмуратов С.К., Жадрасинов Н.Т. Построение разрешающих уравнений пологой оболочки в векторной форме // Вестник ПГУ им. С.Торайгырова. Серия «Физика и математика». Павлодар, 2005.

УДК 666.972.162:678.046.36

К.А. АБДРАХМАНОВА
Е.Е. ОРАЗАЛЫ
А.Н. ИМАНОВ
Б.Ж. УНАЙБАЕВ

Технология изготовления и свойства модифицированных бетонов для фундаментов в вытрамбованных котлованах и пробитых скважинах

Согласно известной технологии, защиту фундаментов в вытрамбованных котлованах и пробитых скважинах от агрессивного воздействия водно-солевой грунтовой среды осуществляют их формированием из плотного бетона и обработкой поверхности антикоррозионными покрытиями, обладающими защитными свойствами, долговечностью, технологичностью и экономической эффективностью. Как один из вариантов решения проблемы предложено устройство набивных свай в пробитых скважинах с защитной оболочкой из полимерных материалов либо поверхностная защита свай путем втрамбовывания в забой скважины смеси киров со щебнем [1].

Использование пластмассовых труб диаметром более 100 мм ограничено отсутствием их производства в Республике Казахстан, а также экономической нецелесообразностью ввиду высокой стоимости, обусловленной отсутствием соответствующего оборудования и исходного сырья (полиэтилена). Эффективность применения киров или мастик на их основе в качестве обмазочного материала поверхности свай, на наш взгляд, не имеет достаточного обоснования. Известно, что содержание в составе киров нестабильных во времени органических составляющих с низкой вязкостью и свободной серы ускоряют разрушение бетона.

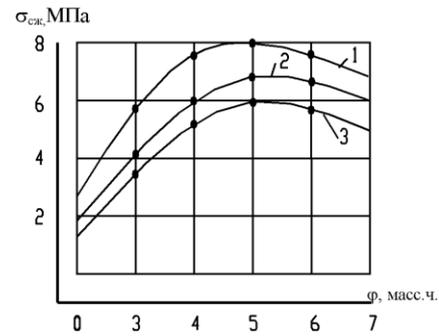
Настоящая работа посвящена разработке технологии изготовления коррозионно-стойких бетонов фундаментов в вытрамбованных котлованах и пробитых скважинах (ФВК и ПС), предназначенных для застройки территорий, сложенных засоленными грунтами.

Технология предусматривает комплексную модификацию бетона в процессе изготовления ФВК и ПС. Первый этап — механоактивация вяжущего смещением при высоких напряжениях сдвига в струйных агрегатах объемным модификатором МБС-77, который представляет собой продукт глубокой переработки отходов химической промышленности. Второй этап — введение в состав бетонной смеси пластифицированного суспензионного поливинилхлорида (ПВХ) с размерами макрочастиц менее 150-200 мкм. Третий этап — обработка поверхности вытрамбованной скважины или пробитой скважины продуктом глубокой переработки нефтехимического производства (МБП-14). Технология получения объемного и поверхностного модификаторов, а также их свойства приведены в [2-4].

Выбор типа и количество добавки для модификации бетона осуществляли, исходя из размеров микро- и макропор, образующихся в процессе формирования структуры бетона при твердении цемента.

Установлено, что при введении 3-5 масс.ч. МБС-77 достигаются оптимальные физико-механические свойства цементного камня. На рис. 1а и 1б представлены зависимости прочности при сжатии и объема пор от содержания МБС-77.

а)



б)

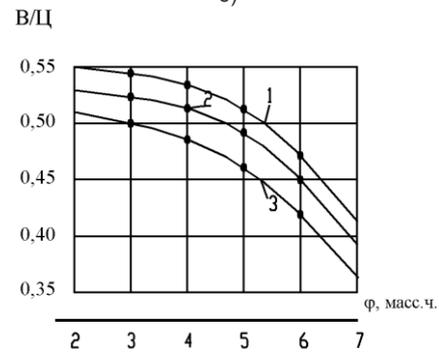


Рис. 1. Зависимость прочностных (а) и В/Ц отношений (б) от содержания МБС-77:

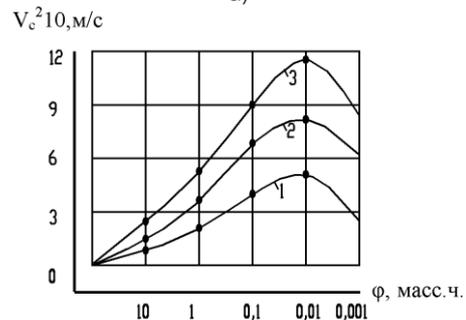
Давление сопла струйного агрегата: 1 — 0,1 МПа; 2 — 0,2 МПа; 3 — 0,3 МПа; t — 15 мин

Как видно из представленных данных, повышение прочностных характеристик свидетельствует о протекании качественных изменений в бетоне при твердении. Можно предположить, что введение в состав вяжущего МБС-77 при высоких напряжениях вызывает процесс прививки на поверхности частиц макромолекул модификатора, которые в водной среде образуют дополнительные центры кристаллизации. Повышение концентрации центров кристаллизации приводит к формированию макроструктуры цементного камня более упорядоченно, что подтверждается снижением водопоглощения до 2,3 мг/сутки и повышением скорости распространения ультразвуковых волн до 2,2·10² м/с.

Оптимизация состава композиций показывает, что достижение удовлетворительных прочностных показателей и гомогенности цементного камня достигается при содержании 3,0-5,0 масс.ч. МБС-77.

Результаты определения пористости цементного камня, полученные методом ртутной порометрии свидетельствуют о значительном снижении микропористости (рис.2,а).

а)



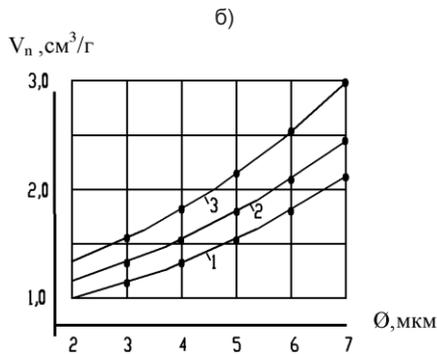


Рис. 2. Зависимость объема микропор (а) и скорости УЗВ (б) от содержания МБС-77: Содержание МБС-77: 1-3,0 масс.ч.; 2 — 3,0 масс.ч.; 3 — 5,0 масс.ч; P-0,2 МПа
1. P -0,1 МПа; 2. P -0,2 МПа; 3. P -0,3 МПа

Резкое снижение объема пор размерами ~0,001 мкм можно объяснить занятием объема капиллярных дефектов цементного камня макромолекулами МБС-77 и об образовании закрытых микропор, что препятствует проникновению и распространению в материале агрессивных сред.

Таким образом, предварительные исследования свидетельствуют о протекании упорядоченной структуризации процесса твердения цемента при введении МБС-77, что приводит к уменьшению образования дефектных зон и повышению сплошности материала и, как следствие, повышению стойкости к действию агрессивных сред за счет уменьшения объема микропористости и закрытия проходных капилляров.

При формировании макроструктуры бетона значительную роль играют процессы, протекающие при границе «заполнитель — вяжущее» и «арматура — вяжущее». Как известно, образование макродефектов с размерами пор 200-1000 мкм обусловлено процессами кристаллизации цемента и поверхностными эффектами их взаимодействия, а также удалением воды из объема материала в процессе формирования структуры бетона. Традиционными технологическими приемами уменьшить объем макропор не представляется возможным. В связи с этим в состав бетонной смеси в процессе сухого смешивания при высоких напряжениях сдвига вводили 5-10 масс.ч. поливинилхлорида (ПВХ). Макромолекулы ПВХ обладают высокой подвижностью при условиях создания внутренних напряжений. Соизмеримость размеров частиц ПВХ и макропор позволяет мигрировать фрагментам модификатора в дефектные зоны. Тензометрические данные позволяют судить о возникновении внутренних напряжений до 8-10 МПа, которые усиливаются наложением объемного сжатия под действием массы материала в процессе твердения бетона, что способствует снижению образования пор седиментационного происхождения. На рис. 3 показана зависимость степени макропористости (C_m) и

относительной прочности $P_{отн.}$ (б), (МПа) от содержания (ϕ) объемного модификатора МБП-14.

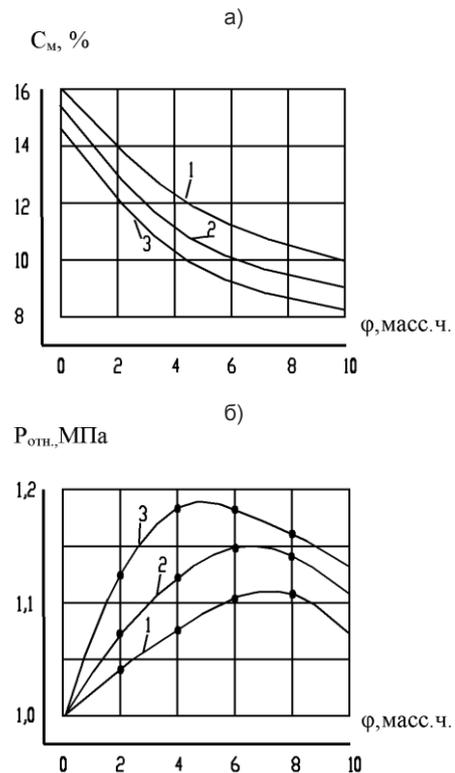


Рис. 3 Зависимость макропористости (а) и относительной прочности от содержания ПВХ: Время смешения : 1-5 мин, 2-10 мин., 3-15 мин. P=0,2 МПа

При содержании 8-10 масс.ч. модификатора на основе ПВХ макропористость бетона снижается с 15 до 8 %, что позволяет судить о возможности повышения коррозионной стойкости исследуемого бетона. Исходя из стоимости модификатора и энергетических затрат на механоактивацию при смешении на струйно-вихревых агрегатах наиболее оптимально содержание ПВХ — 5,0-6,0 масс.ч., а время активации — 10 мин. при давлении 0,2 МПа.

Адгезионная прочность защитного слоя (МБП-14) свай определялась методом относительного сдвига 2-х металлических пластин. Экспериментальные данные показывают образование прочной адгезионной связи между покрытием и поверхностью бетона. Уменьшение угла смачивания до 78° свидетельствует об улучшении адгезионной связи цемента с заполнителем за счет уменьшения поверхностной энергии заполнителей. Полученные экспериментальные данные свидетельствуют о перспективности выбранных добавок для модификации бетона в процессе его производства.

Таким образом, предложенная технология может быть рекомендована для защиты ФВК и ПС от коррозии в засоленных грунтах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Унайбаев Б.Ж. Изыскания, проектирование и строительство на засоленных грунтах. Караганда: КарГТУ, 2001. С. 188-191.
2. Поверхностно-активные вещества: Справочник. Л.: Химия, 1979. С. 269-366.
3. Киреев В.В. Высокомолекулярные соединения: Учеб. для вузов. М.: Высшая школа, 1992. С. 336-421.

УДК 625.1

С.К. МАЛЫБАЕВ
А.С. СЕРИКБАЕВА**Оценка креплений бесстыкового рельсового пути на Карагандинской дистанции АО НК КТЖ**

Тенденция развития железнодорожного транспорта Казахстана направлена на реконструкцию предприятий железнодорожного транспорта, разработку новой формы управления, обновление парка локомотивного и вагонного хозяйства, оснащение новейшим импортным оборудованием предприятий, осуществляющих капитальный ремонт и текущее содержание пути и т.д.

Актуальность многочисленных исследований по проблеме взаимодействия подвижного состава и пути, выполняемых в Казахстане, России и других странах, обусловлена тем, что эта проблема, кроме чисто экономического направления (потери энергетических ресурсов на преодоление сопротивления движению, интенсивный износ колес и рельсов и т.д.), тесно связана с безопасностью движения. Характер взаимодействия в системе колесо-рельс определяется многими факторами. Важнейшими из них являются динамические, зависящие от конструкции, технического состояния подвижного состава, пути и условий их взаимодействия, а также динамическое и статическое давление в местах контакта, проскальзывание, состояние поверхностей, температурный режим [1].

Особо остро указанные проблемы выявляются при организации скоростного движения поездов. Одним из направлений решения этих вопросов являются планомерные мероприятия по замене звеньев пути на бесстыковой.

Организация высокоскоростного движения пассажирских поездов является, главным образом, результатом успешного решения двуединой проблемы: путь — подвижной состав.

Для обеспечения плавного и безопасного движения пассажирских поездов со скоростями до 300 км/ч требуется создание конструкций пути и искусственных сооружений повышенной надежности, способных воспринимать более высокие динамические нагрузки при минимальных эксплуатационных затратах [2].

Развитие скоростных трасс на участке Астана-Алматы, разработка нового проекта Институтом ОАО «Казгипрожелдортранс» скоростной трассы через озеро Балхаш [2] влечет за собой необходимость перехода со звеньев пути на бесстыковой, с укладкой длинномерных плетей. Такое решение реконструкции железнодорожного пути значительно снижает вредные динамические усилия, возникающие в процессе движения подвижного состава, сокращает время доставки людей и грузов, и повышается комфортабельность в пассажиро-перевозках.

Однако наряду с явными достоинствами возникают условия, при которых предприятия, обеспечивающие текущее содержание пути

(дистанция пути), обязаны проводить регулярную, кропотливую и ответственную работу.

Особенностью содержания бесстыкового пути является ввод плетей в температурный режим и необходимость в производстве разрядки напряжений. Одним из показателей надежности конструкций является объем ее технического обслуживания для поддержания в работоспособном состоянии. Теоретически температурно-напряженный режим работы плетей бесстыкового пути не зависит от их длины. При достаточном погонном сопротивлении перемещению плетей бесстыкового пути каждая плеть имеет так называемые «дышащие» концы, на протяжении которых силы погонного сопротивления «накапливаются» до величины продольной силы, соответствующей разнице температур рельса и температуры его закрепления. Далее плеть остается неподвижной, какой бы длины она ни была. В зонах уравнильных рельсов и «дышащих» концов плетей число отказов верхнего строения превышает аналогичный показатель в зонах средних частей плетей в следующих соотношениях: рельсы — в 10-12 раз, подкладки — в 2 раза, напильные и подрельсовые прокладки — в 1,8-2,2 раза, пружинные шайбы — в 1,8 раз и т.д.

Затраты на текущее содержание пути в зонах уравнильных пролетов и «дышащих» концов плетей составляют до 80 % от общих затрат на содержание бесстыкового пути. Основным направлением повышения эффективности бесстыкового пути является увеличение длин рельсовых плетей.

К техническим проблемам, стоящим на пути этого решения, относятся:

- отдельные недостатки промежуточного крепления типа КБ;
- необходимость обеспечения работы автоматической сигнализации и блокировки;
- вопросы, связанные с введением плетей бесстыкового пути в температурно-напряженный расчетный интервал;
- требования к обеспечению стабильности пути во время производства его промежуточных ремонтов;
- сварка стыков в пределах стрелочных переводов.

Еще одним из недостатков промежуточного рельсового крепления типа КБ является его многодетальность, которая определяет возможности значительного разброса ширины колеи в случае неблагоприятных сочетаний допусков на элементы крепления, шпалы, рельсы. Это обстоятельство получает весьма важное значение на участках с высокими скоростями движения.

Надежность крепления рельсов к железобетонным шпалам обеспечивается комплектом клеммно-болтовым креплением типа КБ-65 (рис.1).

На наш взгляд, следует обратить внимание на германские крепления типа «Фоссло» для железобетонных шпал, которые представляются целесообразными взамен креплений КБ, поскольку при обеспечении соответствующей надежности крепления, простота конструкции значительно упрощает процесс разрядки температурных напряжений в плети.

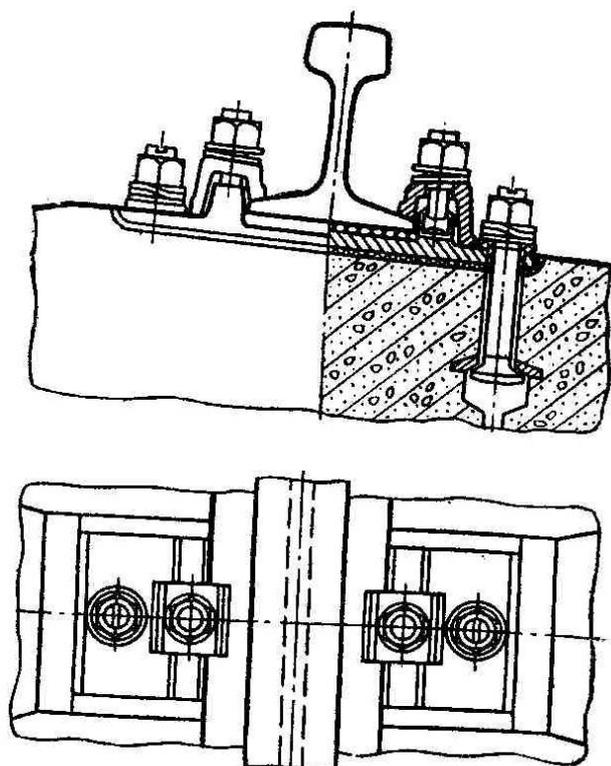


Рис. 1. Крепление КБ при железобетонных шпалах

В отличие от широко применяемого раздельного подкладочного крепления КБ-65 крепление «Фоссло» (рис. 2) имеет ряд особенностей, к которым относятся:

- отсутствие солидарной работы всего узла по передаче на шпалу боковых сил (в КБ-65 в передаче сил участвуют подкладка и два закладных болта, прикрепляющие ее к шпале);
- увеличенная боковая жесткость из-за применения полимерных прокладок между упорной скобой и шпалой по сравнению с резиновой, шпальной прокладкой в КБ-65;
- повышенная боковая податливость головки рельса при его кручении из-за применения пружинных клемм вместо жестких в КБ-65;
- определенные трудности при укладке рельсовых плетей из-за отсутствия жестко фиксированных направляющих реборд, как это имеет место в подкладочных креплениях, и в частности, в креплениях КБ-65.

В качестве железобетонных шпал используются шпалы, в которых сохраняются в основном габаритные размеры и система армирования стандартных шпал под креплениями КБ. В отличие от стандартных шпал под креплениями КБ в шпалах со креплениями «Фоссло» изменена плита

подрельсовой площадки, которая имеет на концах дополнительные выемки для упорных скоб.

На железных дорогах большинства стран мира широко используют рельсовые крепления с упругим (пружинным) креплением подошвы рельса к шпале. Наиболее распространены бесподкладочные шурупные крепления SKL-8 и SKL-14 немецкой фирмы «Фоссло», бесподкладочное безболтовое крепление SB-8 (Польша), крепление английской фирмы «Пендрол» и др.

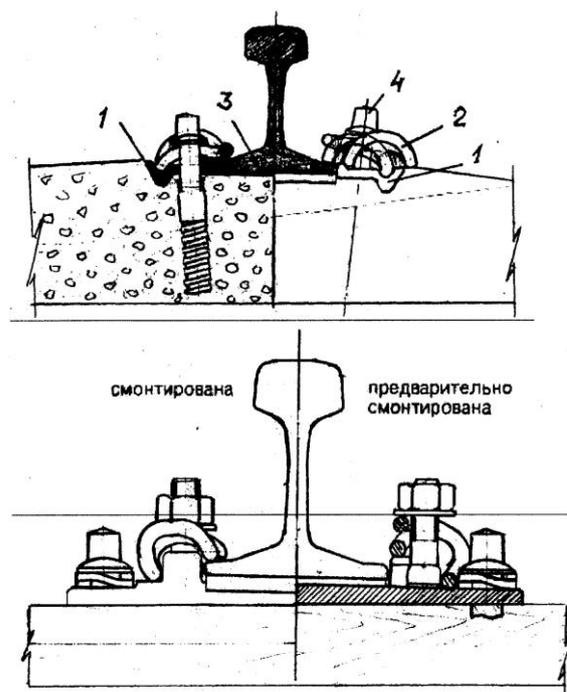


Рис. 2. Бесподкладочное крепление Фоссло 8КБ-14: 1 — угловая направляющая плита Wfr 14 К; 2 — упругая клемма SKL-14; 3 — эластичная рельсовая прокладка Zw 687 А (EVA); 4 — шуруп Ss 23

Основным типом крепления на железобетонных шпалах продолжает оставаться КБ-65 с жесткими клеммами, отличающееся многодетальностью и требующее постоянного ухода (смазки, подтяжки болтов и др.). Серийные и опытные бесподкладочные упругие крепления с пластинчатыми клеммами ЖБ и ЖБР, а также БПУ не нашли широкого применения.

Успешно прошел первый этап эксплуатационных испытаний бесподкладочного крепления с упругими прутковыми клеммами ЖБР-65 производства России (рис. 3). Принято решение о его опытном внедрении на дорогах. Отличительные характеристики ЖБР-65 в сравнении с КБ-65 следующие:

	ЖБР-65	КБ-65
Количество деталей на одну шпалу, шт.	26	42
в том числе болтов с гайками	4	8
Масса крепления на одной шпале, кг	14,7	24,6
Затяжки клеммы, мм	6-7	1,5-2

Заслуживает внимания также крепление ЖБР-65, которое в отличие от известных зарубежных аналогов (крепления SKL-8 и SKL-14) приспособлено к нашим условиям производства, эксплуатации и текущего

содержания пути (рис. 3). Применение типовых закладных болтов с пластмассовыми изолирующими пустотообразователями вместо используемых за рубежом шурупов с дюбелями дает возможность обеспечить требуемые параметры рельсовой колеи без ужесточения существующих допусков на изготовление шпал и элементов крепления, а также отказаться от освоения производства дорогостоящих шурупов повышенной точности.

Клеммы изготовлены из прутка диаметром 17 мм, они долговечны при знакопеременных нагрузках. Подошва рельса не повреждается клеммой благодаря большой площади контакта между ними (в сравнение с клеммами SKL-8 и SKL-14).

Упорная металлическая скоба (пластмассовая в скрепление SKL-14) не разрушается при высоких динамических нагрузках, ее применение значительно снижает стоимость крепления. Укладка амортизирующих резиновых подрельсовых прокладок толщиной 14 мм вместо жестких полиэтиленовых, как в зарубежных аналогах, позволяет достичь оптимальной жесткости пути, в том числе с замерзшим балластом, близкую к жесткости пути на деревянных шпалах, и высокое сопротивление продольному сдвигу рельсов.

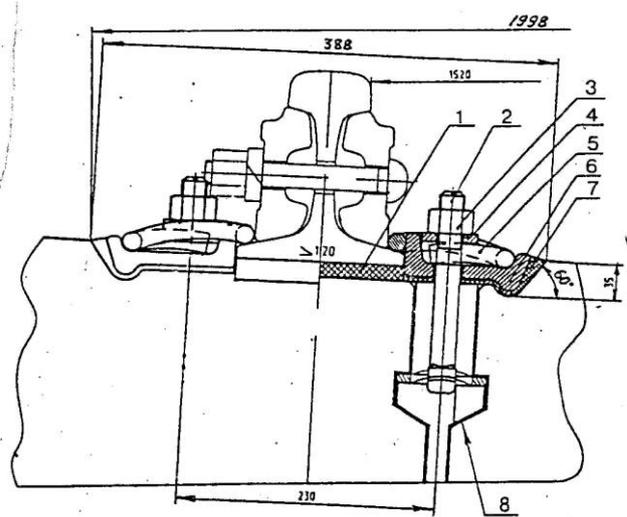


Рис. 3. Скрепление ЖБР-65:

1 — прокладка ЖБР (ЦП 204); 2 — болт М22х175.48 (ГОСТ 16017-79); 3 — гайка М22-7Н.5 (ГОСТ 16018-79); 4 — скоба (ЦП 369.003); 5 — пружинная клемма ЖБР-3 (ЦП 369.002); 6 — упорная скоба (ЦП 369.001); 7 — упругая прокладка (ЦП 369.004); 8 — полимерный пустотообразователь

Производство элементов креплений несложное, не требует импортного оборудования и может быть освоено предприятиями в различных регионах.

Стоимость железобетонных шпал со креплением ЖБР-65 на период освоения не превышает цены шпал со креплением КБ-65, причем затраты на сборку рельсошпальной решетки и содержание пути меньше, чем при типовом крепление с жесткими клеммами.

Очередная задача — создание новых средств механизации и технологических процессов капитального ремонта и текущего содержания пути.

На основе анализа следует рекомендовать крепление типа «Фоссло» для широкого применения на рельсовых путях Казахстана, оснащенных железобетонными шпалами.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Макурин В. Интенсивный износ колес и рельсов — актуальная проблема железной дороги // Магистраль. 2002. №1. С. 17.
2. Бахарский В. Магистраль над озером Балхаш не фантастика // Магистраль. 2002. №2. С. 57.
3. Техническое Указание по устройству и укладке содержания и ремонту бесстыкового пути от 23 декабря 2002 г. ЦП / 16-02. 23 декабря 2002. г.Астана.
4. Лысюк В.С. Надежность железнодорожного пути. М.: Транспорт, 2001.
5. Лехно И.Б. Путевое хозяйство. М.: Транспорт, 1990.

УДК 624.131

А.А. ЖАКУЛИН

Особенности проектирования оснований и фундаментов под резервуары

Проектирование фундаментов резервуаров проводится по предельным состояниям — деформациям и прочности оснований. В отличие от общепринятых методов расчета сооружений следует учесть изменчивость характеристик свойств слабых водонасыщенных глинистых грунтов при переменных нагрузках, обусловленных заполнением и опорожнением резервуаров. Поэтому в расчетах следует использовать характеристики грунтов,

которые определяются по методикам, учитывающие параметры разгрузки.

Большинство резервуаров проектируются либо в виде стальных вертикальных цилиндрических, либо в виде прямоугольных железобетонных резервуаров. Для металлических резервуаров нефти и нефтепродуктов емкостью 10 тыс. м³ и более для хранения применяются следующие методы устройства оснований и фундаментов. Непосредственно под

металлическим днищем резервуара обычно отсыпается песчаная подушка толщиной 1-3 м. Под стенками резервуара устраивают кольцевые ленточные фундаменты на искусственных основаниях. Сплошные фундаментные плиты из железобетона практически не применяются, так как они требуют значительных затрат строительных материалов и трудовых ресурсов.

В связи с тем, что под стенками резервуаров давление несколько больше, чем под его днищем, иногда под ними устраивают кольцевую траншею, которую заполняют либо песком, либо щебнем. Глубина траншей принимается большей, чем слой песчаной подушки под днищем резервуара. В некоторых случаях под стенками резервуаров устраиваются монолитные кольцевые железобетонные подпорные стенки, выполненные под глинистым раствором как «стена в грунте». Если существует опасность выдавливания слабых водонасыщенных глинистых грунтов из-под края резервуара, иногда по его периметру устраивают шпунтовое ограждение. Свайные фундаменты под стенками и в основании железобетонных резервуаров применяют в том случае, если слой слабых грунтов не превышает 12 м и свая может полностью прорезать слой слабых грунтов, передавая нагрузку на прочные подстилающие грунты. Висячие сваи применять нецелесообразно, так как под днищем резервуара при действии эксплуатационной нагрузки возникает очень большое давление, сопровождающееся осадкой слабого грунта под резервуаром. В результате сваи нагружаются «отрицательным трением», что приводит сооружение к деформации. Не следует применять железобетонные сваи при строительстве на засоленных водонасыщенных глинистых грунтах.

При строительстве металлических цилиндрических резервуаров на слабых грунтах в г. Атырау и на месторождений Тенгиз использовались забивные железобетонные сваи, которые прорезали слой слабого грунта и передавали всю несущую нагрузку на более прочные слои. В г. Астане в 2003 г. поовышение несущей способности грунтового основания под металлические цилиндрические вертикальные резервуары способом отсыпки песчаной подушки (р-н Нового аэропоорта).

После окончания строительства резервуаров на слабых водонасыщенных глинистых грунтах наиболее часто уплотнение грунтов основания осуществляется путем наполнения резервуара водой. Это позволяет проверить и герметичность резервуара, и создать нагрузку на основание несколько большую, чем эксплуатационная нагрузка хранения нефтепродуктов. Однако в тех случаях, когда консолидация происходит в течение длительного времени, обычно устраивают вертикальные песчаные дрены и возводят пригрузочную насыпь, чтобы консолидировать большие толщи слабых водонасыщенных глинистых грунтов. Сверху вертикальных дрен устраивают песчаную подушку. При этом фильтрация воды из уплотняемых водонасыщенных грунтов основания происходит горизонтально в вертикальные песчаные дрены и вертикально в горизонтальную песчаную подушку.

Уплотнение слабых водонасыщенных глинистых грунтов в основании будущих резервуаров производится путем создания грунтовой насыпи высотой 4-15 м, чтобы давление под подошвой насыпи превышало суммарное давление от эксплуатационной нагрузки и от собственной массы резервуара. Так как при многократно повторяющихся приложенных эксплуатационных нагрузках осадки слабых грунтов основания оказываются большими, чем при действии постоянно приложенной нагрузки такой же величины, то величину пригрузочной насыпи следует принять такой, чтобы деформации грунтов основания были меньше или равны деформациям от временной пригрузочной насыпи.

Время выдерживания насыпи определяется достижением заданной величины деформации поверхности грунтового основания или достижением заданной плотности грунта. Обычно, если время уплотнения слоя слабых водонасыщенных глинистых грунтов данного слоя меньше 6-9 мес., то вертикальные песчаные дрены не применяются. В тех случаях, если коэффициент фильтрации глинистых грунтов основания очень мал или грунты характеризуются большими значениями начального градиента напора при фильтрации, применяются вертикальные песчаные дрены.

Применение вертикальных дрен позволяет сократить сроки консолидации водонасыщенных грунтов основания только в том случае, если сроки уплотнения определяются процессами фильтрационной консолидации, т.е. если роль вторичной консолидации невелика. В тех случаях, когда, согласно исследованиям, более 30 % общей величины осадки сооружения на данных грунтах определяется процессами вторичной консолидации, то применять вертикальные песчаные дрены нерационально. В этом случае либо применяют вертикальные песчаные сваи, либо рассматривают возможность применения известковых свай, чтобы уменьшить степень влажности грунтов основания, а затем уплотнить верхние слои грунтов методом тяжелых трамбовок. Проектирование песчаных и известковых свай следует производить по общепринятой методике, однако действующее на грунты основания давление следует назначать несколько больше того, которое ожидается от эксплуатационной нагрузки совместно с массой сооружения. Иными словами, расчетную нагрузку следует увеличить примерно на 10-20 % в зависимости от того, насколько увеличивается сжатие слабых грунтов основания в результате многократного приложения эксплуатационных нагрузок по сравнению с деформацией этих же грунтов от постоянной нагрузки такой же величины.

Если в основании залегают водонасыщенные супеси с коэффициентом фильтрации более чем 10^{-3} см/с, можно произвести уплотнение слабых водонасыщенных глинистых грунтов основания методом глубинного водопонижения. Идея этого метода состоит в том, что при понижении уровня грунтовых вод снимается взвешивающее действие воды и объемная масса грунта увеличивается вдвое. В связи с увеличением природного давления происходит

уплотнение лежащих ниже слоев грунта, начиная с такой глубины, где давление от массы лежащих выше грунтов превышает структурную прочность сжатия. Этот метод уже использовался в Нидерландах при устройстве оснований для металлических резервуаров диаметром 73 м и высотой 22 м, общей емкостью 90 тыс.м³. Металлические резервуары были сконструированы с плавающей крышей-понтонном. В результате водопонижения осадки поверхности слоя слабых водонасыщенных глинистых грунтов составили примерно 100 см. Вертикальные песчаные дрены часто используются при строительстве металлических резервуаров большей емкости в Норвегии, Вэнсуэле, США, Индии, Японии. Анализ результатов наблюдений за осадками эксплуатируемых резервуаров показывает, что этот метод может считаться надежным и относительно дешевым способом искусственных оснований для больших резервуаров, но фактические наблюдаемые осадки сильно отличаются от прогнозных. При проектировании оснований и фундаментов по предельным состояниям большое значение имеет определение предельно допустимых деформации резервуара, при которых они могут нормально эксплуатироваться. В различных странах приводятся различные допуски по осадкам резервуаров. В большинстве случаев за рубежом не определяется

средняя величина осадки и крен резервуара. Все существующие в Великобритании, Бельгии, Дании, США нормативы установлены для резервуаров только большой емкости. В этих нормах все допускаемые осадки приводятся вне зависимости от диаметра, высоты и объема резервуара. Во всех нормах устанавливается ограничение на разность перемещения смежных точек дна резервуара. Самые большие ограничения накладываются на металлические резервуары с закрепленной крышей и составляют 5 см на 10 м дуги края дна. Это соответствует перекосу стенки резервуара 0,005. Для металлических резервуаров с плавающей крышей-понтонном допускается разность в осадках (в различных нормах) 3-10 мм на 10 м дуги, что соответствует перекосу стенки 0,0003-0,001.

При проектировании резервуаров на слабых водонасыщенных глинистых грунтах в процессе строительства и эксплуатации следует предусмотреть натурные наблюдения за развитием осадок дна, деформациями конструкции, возможность измерения порового давления в грунтах основания, оседания поверхности грунта за пределами резервуаров, а также возможность проведения геодезических работ (наблюдение за фактическими осадками различных точек дна и конструкций резервуаров, в том числе фундаментов).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абелев М.Ю. Строительство на слабых водонасыщенных грунтах. М.: Стройиздат, 1983.

Раздел 4

Информационные технологии. Экономика предприятий

УДК 004.896

А.М. НУРГУЖИНА

Интеллектуальный анализ данных

Интеллектуальный анализ данных (ИАД) (Data Mining) — это процесс поддержки принятия решений, основанный на поиске в данных скрытых закономерностей (шаблонов информации). При этом накопленные сведения автоматически обобщаются до информации, которая может быть охарактеризована как знания.

В общем случае процесс ИАД состоит из трёх стадий:

- 1) выявление закономерностей (свободный поиск);
- 2) использование выявленных закономерностей для предсказания неизвестных значений (прогностическое моделирование);
- 3) анализ исключений, предназначенный для выявления и толкования аномалий в найденных закономерностях.

Типы закономерностей

Выделяют пять стандартных типов закономерностей, которые позволяют выявлять методы Data Mining: ассоциация, последовательность, классификация, кластеризация и прогнозирование.

Ассоциация имеет место в том случае, если несколько событий связаны друг с другом. Например, исследование, проведенное в супермаркете, может показать, что 65 % купивших кукурузные чипсы берут также и кока-колу, а при наличии скидки за такой комплект колу приобретают в 85 % случаев. Располагая сведениями о подобной ассоциации, менеджерам легко оценить, насколько действенна предоставляемая скидка.

Если существует цепочка связанных во времени событий, то говорят о *последовательности*. Так, например, после покупки дома в 45 % случаев в

течение месяца приобретается и новая кухонная плита, а в пределах двух недель 60 % новоселов обзаводятся холодильником.

С помощью *классификации* выявляются признаки, характеризующие группу, к которой принадлежит тот или иной объект. Это делается посредством анализа уже классифицированных объектов и формулирования некоторого набора правил.

Кластеризация отличается от классификации тем, что сами группы заранее не заданы. С помощью кластеризации средства Data Mining самостоятельно выделяют различные однородные группы данных.

Основой для всевозможных систем *прогнозирования* служит историческая информация, хранящаяся в БД в виде временных рядов. Если удастся построить, найти шаблоны, адекватно отражающие динамику поведения целевых показателей, есть вероятность, что с их помощью можно предсказать и поведение системы в будущем. Рассмотрим классы систем, специализирующиеся на ИАД.

Классы систем ИАД

Data Mining является мультидисциплинарной областью, возникшей и развивающейся на базе достижений прикладной статистики, распознавания образов, методов искусственного интеллекта, теории баз данных и др. Отсюда обилие методов и алгоритмов, реализованных в различных действующих системах Data Mining. Многие из таких систем интегрируют в себе сразу несколько подходов. Тем не менее, как правило, в каждой системе имеется какая-то ключевая компонента, на которую делается

главная ставка. Ниже приводится классификация указанных ключевых компонент на основе работы.

Выделенным классам дается краткая характеристика.

Статистические пакеты

Последние версии почти всех известных статистических пакетов включают наряду с традиционными статистическими методами также элементы Data Mining. Но основное внимание в них уделяется все же классическим методикам — корреляционному, регрессионному, факторному анализу и другим. Существует принципиальный недостаток статистических пакетов, ограничивающий их применение в Data Mining. Большинство методов, входящих в состав пакетов, опираются на статистическую парадигму, в которой главными фигурантами служат усредненные характеристики выборки. А эти характеристики, как указывалось выше, при исследовании реальных сложных жизненных феноменов часто являются фиктивными величинами.

В качестве примеров наиболее мощных и распространенных статистических пакетов можно назвать SAS (компания SAS Institute), SPSS, STATGRAPICS (Manugistics), STATISTICA, STADIA и другие.

Нейронные сети

Это большой класс систем, архитектура которых имеет аналогию (как теперь известно, довольно слабую) с построением нервной ткани из нейронов. В одной из наиболее распространенных архитектур, многослойном перцептроне с обратным распространением ошибки, имитируется работа нейронов в составе иерархической сети, где каждый нейрон более высокого уровня соединен своими входами с выходами нейронов нижележащего слоя. На нейроны самого нижнего слоя подаются значения входных параметров, на основе которых нужно принимать какие-то решения, прогнозировать развитие ситуации и т. д. Эти значения рассматриваются как сигналы, передающиеся в следующий слой, ослабляясь или усиливаясь в зависимости от числовых значений (весов), приписываемых межнейронным связям. В результате на выходе нейрона самого верхнего слоя вырабатывается некоторое значение, которое рассматривается как ответ — реакция всей сети на введенные значения входных параметров. Для того чтобы сеть можно было применять в дальнейшем, ее прежде надо «натренировать» на полученных ранее данных, для которых известны и значения входных параметров, и правильные ответы на них. Тренировка состоит в подборе весов межнейронных связей, обеспечивающих наибольшую близость ответов сети к известным правильным ответам.

Системы рассуждений на основе аналогичных случаев

Идея систем case based reasoning — CBR — на первый взгляд крайне проста. Для того чтобы сделать прогноз на будущее или выбрать правильное решение, эти системы находят в прошлом близкие аналоги наличной ситуации и выбирают тот же ответ, который был для них правильным. Поэтому этот метод еще называют методом «ближайшего соседа» (nearest

neighbour). В последнее время распространение получил также термин memory based reasoning, который акцентирует внимание на том, что решение принимается на основании всей информации, накопленной в памяти.

Системы CBR показывают неплохие результаты в самых разнообразных задачах. Главным их минусом считают то, что они вообще не создают каких-либо моделей или правил, обобщающих предыдущий опыт, — в выборе решения они основываются на всем массиве доступных исторических данных, поэтому невозможно сказать, на основе каких конкретно факторов CBR системы строят свои ответы.

Деревья решений (decision trees)

Деревья решения являются одним из наиболее популярных подходов к решению задач Data Mining. Они создают иерархическую структуру классифицирующих правил типа «ЕСЛИ... ТО...» (if-then), имеющую вид дерева. Для принятия решения, к какому классу отнести некоторый объект или ситуацию, требуется ответить на вопросы, стоящие в узлах этого дерева, начиная с его корня. Вопросы имеют вид «значение параметра А больше х?». Если ответ положительный, осуществляется переход к правому узлу следующего уровня, если отрицательный — то к левому узлу; затем снова следует вопрос, связанный с соответствующим узлом.

Эволюционное программирование

Проиллюстрируем современное состояние данного подхода на примере системы PolyAnalyst — отечественной разработке, получившей сегодня общее признание на рынке Data Mining. В данной системе гипотезы о виде зависимости целевой переменной от других переменных формулируются в виде программ на некотором внутреннем языке программирования. Процесс построения программы строится как эволюция в мире программ (этим подход немного похож на генетические алгоритмы). Когда система находит программу, более или менее удовлетворительно выражающую искомую зависимость, она начинает вносить в нее небольшие модификации и отбирает среди построенных дочерних программ те, которые повышают точность. Таким образом система «выращивает» несколько генетических линий программ, которые конкурируют между собой в точности выражения искомой зависимости. Специальный модуль системы PolyAnalyst переводит найденные зависимости с внутреннего языка системы на понятный пользователю язык (математические формулы, таблицы и пр.).

Другое направление эволюционного программирования связано с поиском зависимости целевых переменных от остальных в форме функций какого-то определенного вида. Например, в одном из наиболее удачных алгоритмов этого типа — методе группового учета аргументов зависимость ищут в форме полиномов. В настоящее время из продающихся в России систем реализован в системе NeuroShell компании Ward Systems Group.

Генетические алгоритмы

Data Mining не основная область применения генетических алгоритмов. Их нужно рассматривать, скорее, как мощное средство решения разнообразных

комбинаторных задач и задач оптимизации. Тем не менее генетические алгоритмы вошли сейчас в стандартный инструментарий методов Data Mining, поэтому они и включены в данный обзор. Первый шаг при построении генетических алгоритмов — это кодировка исходных логических закономерностей в базе данных, которые именуют хромосомами, а весь набор таких закономерностей называют популяцией хромосом. Далее для реализации концепции отбора вводится способ сопоставления различных хромосом. Популяция обрабатывается с помощью процедур репродукции, изменчивости (мутаций), генетической композиции. Эти процедуры имитируют биологические процессы. Наиболее важные среди них: случайные мутации данных в индивидуальных хромосомах, переходы (кроссинговер) и рекомбинация генетического материала, содержащегося в индивидуальных родительских хромосомах, и миграции генов. В ходе работы процедур на каждой стадии эволюции получают популяции со все более совершенными индивидуумами. Генетические алгоритмы удобны тем, что их легко распараллеливать. Например, можно разбить поколение на несколько групп и работать с каждой из них независимо, обмениваясь, время от времени несколькими хромосомами.

Алгоритмы ограниченного перебора

Эти алгоритмы вычисляют частоты комбинаций простых логических событий в подгруппах данных. Примеры простых логических событий: $X = a$; $X < a$; $X > a$; $a < X < b$ и др., где X — какой-либо параметр, «a» и «b» — константы. Ограничением служит длина комбинации простых логических событий. На основании анализа вычисленных частот делается

заключение о полезности той или иной комбинации для установления ассоциации в данных, для классификации, прогнозирования и пр.

Рынок систем ИАД экспоненциально развивается. В этом развитии принимают участие практически все крупнейшие корпорации, связанные с разработкой программного обеспечения. Системы Data Mining применяются по двум основным направлениям: 1) как массовый продукт для бизнес-приложений; 2) как инструменты для проведения уникальных исследований (генетика, химия, медицина и пр.). Несмотря на обилие методов Data Mining, приоритет постепенно все более смещается в сторону логических алгоритмов поиска в данных if-then правил. С их помощью решаются задачи прогнозирования, классификации, распознавания образов, сегментации БД, извлечения из данных «скрытых» знаний, интерпретации данных, установления ассоциаций в БД и др. Результаты таких алгоритмов эффективны и легко интерпретируются. Вместе с тем, главной проблемой логических методов обнаружения закономерностей является проблема перебора вариантов за приемлемое время. Известные методы либо искусственно ограничивают такой перебор (алгоритмы KOPA, WizWhy), либо строят деревья решений (алгоритмы CART, CHAID, ID3, See5, Sipina и др.), имеющих принципиальные ограничения эффективности поиска if-then правил. Другие проблемы связаны с тем, что известные методы поиска логических правил не поддерживают функцию обобщения найденных правил и функцию поиска оптимальной композиции таких правил. Удачное решение указанных проблем может составить предмет новых конкурентоспособных разработок.

УДК 004.056.5

С.А. САФИУЛИНА
К.Т. АЗАМАТОВ
Е.М. САПАРГАЛИЕВ

Современное направление теории информационной безопасности в рыночной экономике

Рост удельного веса информационных отношений в обществе заставляет задуматься о месте и значении информации в нашей жизни, поскольку она способна приносить не только пользу, но и вред, причем не только отдельно взятой личности, но и организациям, обществу и государству в целом. При этом необходимо учитывать, что появление и развитие новых информационных технологий многократно увеличили число информационных потоков, воздействующих на человека.

В Стратегии развития Республики в качестве долгосрочного приоритета определена национальная безопасность, одним из важнейших элементов которой является информационная безопасность.

Под информационной безопасностью понимают меры по защите информации от неавторизованного доступа, разрушения, модификации, раскрытия и задержек в доступе. Информационная безопасность включает в себя меры по защите процессов создания данных, их ввода, обработки и вывода. Целью

информационной безопасности является обезопасить ценности системы, защитить и гарантировать точность и целостность информации, и минимизировать разрушения, которые могут иметь место, если информация будет модифицирована или разрушена. Информационная безопасность требует учета всех событий, в ходе которых информация создается, модифицируется, к ней обеспечивается доступ или она распространяется.

Некоторые технологии по защите системы и обеспечению учета всех событий могут быть встроены в сам компьютер. Другие могут быть встроены в программы. Некоторые же выполняются людьми и являются реализацией указаний руководства, содержащихся в соответствующих руководящих документах. Принятие решения о выборе уровня сложности технологий для защиты системы требует установления критичности информации и последующего определения адекватного уровня безопасности.

При разработке *политики безопасности предприятия* следует учесть ряд аксиом — абсолютную защиту создать невозможно; система защиты информации должна быть комплексной; система защиты информации должна быть адаптируема к изменяющимся условиям.

К этим аксиомам нужно добавить и другие суждения. Во-первых, система защиты информации должна быть именно системой, а не простым, во многом случайным и хаотичным набором некоторых технических средств и организационных мероприятий, как это зачастую наблюдается на практике. Во-вторых, системный подход к защите информации должен применяться, начиная с подготовки технического задания и заканчивая оценкой эффективности и качества системы защиты в процессе ее эксплуатации.

Обсуждая вопросы *безопасности информации в компьютерной системе*, можно выделить два основных принципа организации информационных систем. Во-первых, это комплексный подход к построению системы, охватывающий как применение специальных аппаратных и программных средств, так и проведение организационно-режимных мероприятий. Во-вторых, высокие требования к квалификации обслуживающего персонала.

Глобальными факторами, влияющими на функционирование системы и сохранность данных, являются сбои системы, случайное уничтожение ее отдельных компонентов и несанкционированный доступ к системе. Поскольку первые два фактора не связаны с прямой атакой на содержимое информационной системы, их можно объединить термином «несчастный случай».

К «несчастливым случаям» относят неисправности оборудования, сбои в работе программного обеспечения, ошибки обслуживающего персонала, а также внешние воздействия — природные (землетрясения, ураганы, наводнения), техногенные (пожары, перебои с энергоснабжением, прорывы водопровода и канализации) и социальные (террористические акты, беспорядки, военные действия и т.д.).

На надежности систем отрицательно сказываются и наличие большого количества устройств, собранных из комплектующих низкого качества, и нередкое использование нелегального ПО. Аппаратное и программное обеспечение зачастую не отвечает требованиям совместимости, а «прописанная» в соответствующих файлах конфигурация систем — имеющимся аппаратным ресурсам. Виной тому может стать недостаточная компьютерная грамотность ответственных за поддержание компьютерной системы сотрудников. Иными словами, чрезмерная экономия средств (на обучение персонала, закупку лицензионного ПО и качественного оборудования) приводит к уменьшению времени безотказной работы и значительным затратам на последующее восстановление системы.

Важным фактором является недостаточно высокая квалификация персонала.

В комплекс мероприятий по защите информационной системы от несчастных случаев

включают целый ряд действий, направленных на предотвращение внештатной ситуации, а не ликвидацию ее последствий.

Разберем, для начала, средства, обеспечивающие бесперебойную работу системы. Источники бесперебойного питания. Компьютерная система энергоемка, и потому первое условие ее функционирования — бесперебойная подача электроэнергии. Необходимой частью информационной системы становятся источники бесперебойного питания для серверов, а по возможности, и для всех локальных рабочих станций.

Выбор надежного оборудования. Рекомендуется применять технику известных компаний, так называемый «brand name». Такое оборудование проходит серьезный выходной контроль изготовителя, имеет высокий уровень совместимости и длительный срок гарантийного обслуживания.

Выбор программного обеспечения. Набор оборудования, связанного коммуникационными линиями, превращается в информационную систему, лишь получив свое внутреннее содержимое — программное обеспечение и данные. Сама архитектура современных сетевых операционных систем в значительной степени защищает их от некорректного обращения, и потому лишь немногие действия прикладных программ или драйверов периферийных устройств способны привести к их краху. Большинство бизнес-приложений сертифицированы для работы с популярными операционными системами. Рекомендуется при выборе операционной среды обращать особое внимание на ее оснащенность драйверами и утилитами, перекрестную сертификацию оборудования и программного обеспечение.

Восстановление бизнеса после бедствия. Выбор надежного оборудования и программного обеспечения позволяет до определенной степени предотвратить сбои информационной системы. Основу мероприятий, повышающих стойкость системы к подобного рода несчастиям, составляют различные формы резервирования и мультиплексирования оборудования и коммуникаций, принадлежащих к информационной системе.

Одним из ключевых моментов, обеспечивающих восстановление системы при аварии, является резервное копирование рабочих программ и данных. Несмотря на очевидность этой процедуры и ее относительную несложность, в некоторых организациях она производится недостаточно часто или игнорируется вообще.

Лишенный связи с внешним миром и своими подразделениями, офис оказывается парализованным, и потому большое значение имеет резервирование внешних и внутренних каналов связи. Рекомендуется сочетать разные виды связи — кабельные линии и радиоканалы, воздушную и подземную прокладку коммуникаций и т.д.

Помимо резервного копирования, которое производится при возникновении внештатной ситуации либо по заранее составленному расписанию, для большей сохранности данных на жестких дисках применяют специальные технологии —

«зеркалирование» дисков (запись осуществляется параллельно на два диска) и создание RAID-массивов. Последние представляют собой объединение нескольких жестких дисков. При записи информация поровну распределяется между ними — кроме одного, на который записываются так называемые «контрольные суммы». При выходе из строя одного из дисков находящиеся на нем данные могут быть восстановлены по содержимому остальных.

Несанкционированный доступ к системе. Фирмы вынуждены защищать свои информационные системы не только от стихийных бедствий и сбоев аппаратуры, но и от доступа к ним посторонних лиц. Взаимоотношения систем защиты со средствами взлома подобны вечному соревнованию брони и снаряда: любая система безопасности, в принципе, может быть вскрыта. Эффективной можно считать такую защиту, стоимость взлома которой соизмерима с ценностью добываемой при этом информации. По степени сложности применяемых технических средств можно выделить три уровня несанкционированного доступа — низкий (вход в систему и получение в ней прав привилегированного пользователя), средний (прослушивание каналов передачи данных) и высокий (сканирование излучения).

Защита от злоумышленника. Западная статистика показывает, что, как правило, проникновению злоумышленника в информационную систему компании способствуют либо некорректные действия администратора сети, либо умышленная или неумышленная помощь со стороны сотрудников. Причем в качестве предателя интересов компании в подавляющем большинстве случаев выступает не кто иной, как представитель высшего эшелона власти. Последнее вполне объяснимо: топ-менеджер имеет широкий доступ к информации, понимает ее ценность и обладает достаточным кругом общения, для того чтобы ее продать.

Защита данных от перехвата. С помощью вышеперечисленных способов защиты можно

предотвратить несанкционированное обращение к приложению или базе данных. Но информация, как известно, передается по сети; прослушивая канал связи, ее удастся перехватить. ФАПСИ разделяет коммуникации на три класса. Первый охватывает локальные сети, расположенные в так называемой «зоне безопасности» (территории с ограниченным доступом и за экранированным электронным оборудованием и коммуникационными линиями) и не имеющие выходов в каналы связи за ее пределами. Ко второму классу относятся каналы связи вне «зоны безопасности», защищенные организационно-техническими мерами (например, оптоволоконный кабель), а к третьему — незащищенные каналы связи общего пользования. Применение коммуникаций второго класса значительно снижает вероятность перехвата данных.

Для защиты информации во внешнем канале связи используются следующие устройства: скремблеры (при защите речевой информации, передаваемой по обычным телефонным каналам связи в режиме точка-точка), шифраторы/дешифраторы (для широкополосной связи) и криптографические средства, обеспечивающие шифрование передаваемого пакета.

В целом рассмотренная выше методика позволяет оценить уровень текущего состояния информационной безопасности предприятия, выработать рекомендации по обеспечению (повышению) информационной безопасности, снизить потенциальные потери путем повышения устойчивости функционирования корпоративной сети, разработать концепцию и политику безопасности предприятия, а также предложить планы защиты конфиденциальной информации, передаваемой по открытым каналам связи, защиты информации предприятия от умышленного искажения (разрушения), несанкционированного доступа к ней, ее копирования или использования.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Крысин В.А. Безопасность предпринимательской деятельности. М.: Финансы и статистика, 1996.
2. Линьков И.И. и др. Информационные подразделения в коммерческих структурах: как выжить и преуспеть. М.: НИТ, 1998.
3. Шнайдер Б. Секреты и ложь. Безопасность данных в цифровом мире. СПб: Питер, 2003.
4. Информационная безопасность. М.: Форум – ИНФРА-М, 2002.

УДК 330.342(574)

Л.П. СТЕБЛЯКОВА

Закономерности развития экономики и отдельных отраслей

Основным направлением развития Республики Казахстан в ближайшей и долгосрочной перспективе является дальнейшая индустриализация на базе научно-технического прогресса, которая должна обеспечить утверждение в общественном воспроизводстве высокоиндустриальной системы производительных сил и создать предпосылки перехода к постиндустриальному обществу.

Реализация данного направления развития предусмотрена Государственной программой

индустриально-инновационного развития Республики Казахстан на 2003-2015 гг. Цель программы заключается в обеспечении долговременного устойчивого развития за счет производства и экспорта продукции с высокой добавленной стоимостью, создания конкурентоспособной диверсифицированной промышленности и подготовки условий для перехода в долгосрочном плане к сервисно-технологической экономике.

Как отмечают экономисты [1], в случае успешной реализации программы можно рассчитывать, что рост отечественной экономики составит не менее 8,8-9,2 % в год, обрабатывающей промышленности — не менее 8,4 %, объем ВВП к 2015 г. по сравнению с 2000 г. должен увеличиться в 3,5-3,8 раза.

Поскольку основной целью Стратегии провозглашено обеспечение долговременного устойчивого экономического развития, необходимо исследовать закономерности развития экономики и отдельных ее отраслей.

Под развитием в общем плане понимается движение от простого к сложному, от низшего к высшему, движение по восходящей линии, движение от старого качественного состояния к новому, более высокому, процесс обновления, рождения нового, отмирания старого — в противоположность распаду, регрессу, деградации [2].

Развитие экономики — общий термин, обозначающий абсолютное и относительное изменение макроэкономических показателей, характеризующих состояние экономики страны во времени в течение продолжительного периода [3].

Таким образом, экономическое развитие представляет собой многофакторный процесс, отражающий как эволюцию хозяйственного механизма, так и смену на этой основе экономических систем. Вместе с тем это противоречивый и трудноизмеряемый процесс, который не может происходить прямолинейно, по восходящей линии. Само развитие происходит неравномерно, включает периоды роста и спада, количественные и качественные изменения в экономике, положительные и отрицательные тенденции. Экономическое развитие должно рассматриваться за средне- и долгосрочные периоды времени.

Разработка общих теорий развития, которые можно было бы успешно применять для анализа специфических случаев, — это задача, решать которую исключительно трудно, настолько широк круг проблем, охватываемых этими теориями. Поэтому концепции развития нередко выступали, с одной стороны, как весьма туманные обобщения, а с другой — как аналитические построения, пригодные лишь для исследования частных случаев. Тем не менее, ряд теорий заслуживает внимания.

Условно выделяют неэволюционный и эволюционный подходы к разработке теорий хозяйственного развития.

К неэволюционным теориям хозяйственного развития относят аналитические системы, позволяющие объяснить процесс развития экономики исходя из статической схемы взаимосвязи элементов системы или параметров, описывающих ее функционирование. При этом разные параметры рассматриваются в динамическом измерении, но данные теоретические конструкции не учитывают важнейших свойств развития — непрерывности и необратимости. Причина в том, что развитие отождествляется с экономическим ростом, а рост (движение) может быть положительным и отрицательным (спад). К таким теориям можно отнести подходы, продолжающие кейнсианскую

традицию применительно к развивающимся странам (теории «порочного круга нищеты», самоподдерживающегося роста, несбалансированного роста и т. д.), неоклассические модели дуализма развития (модель избыточного предложения труда У. Льюиса, модель Фей-Раниса), модель экономического роста Р. Солоу, модели накопления человеческого капитала Лукаса, Менкью-Ромера-Уэйла и другие [4].

Каждая модель изучает влияние того или иного фактора развития, исследует структурную (в том числе межотраслевую) зависимость и ее воздействие на экономический рост.

Указанные модели довольно хорошо выявляют причины отставания и дальше следуют такой логике: необходимо политическими методами воздействовать на устранение названных причин, а ликвидация причин отставания будет автоматически означать улучшение условий развития. Однако данные модели и концепции не дают ответа на кардинальный вопрос: возможно ли вообще устранить причины «отставания», которое является составным элементом современного развития мировой экономической системы [4].

Эволюционные теории хозяйственного развития в континууме экономического знания представлены, в основном, инновационно-технологической школой в духе шумпетерианской традиции и направлением исследований экономической динамики, заложенным русским экономистом Н.Д. Кондратьевым. Свообразную основу этих подходов составил эволюционный институционализм, описывающий развитие хозяйственной системы на основе позиции Веблена-Эйрса [5].

Ниже более подробно рассмотрим эволюционные теории экономического развития.

На протяжении первых десятилетий XX в. с рядом работ по вопросам экономического развития в условиях капитализма выступил Й. Шумпетер. В своих сочинениях он отверг неоклассические представления о развитии как постепенном, гармоничном процессе. Напротив, он утверждал, что значительное возрастание национального продукта происходит в форме дисгармоничных скачков и рывков в результате освоения совершенно новых инвестиционных проектов. Этот процесс неизбежно предполагает чередование сравнительно недолгих периодов процветания и депрессии.

Центральное место в шумпетерианском анализе процесса развития занимает фигура предпринимателя, человека, который действует как новатор. Он может быть инициатором производства какого-то нового изделия, внедрения новых производственных методов, открытия новых рынков, освоения новых источников сырья, реорганизации той или иной отрасли производства. Осуществление всех нововведений такого рода весьма рискованно, их результаты трудно предвидеть, поэтому соответствующие действия предпринимателей представляют собой «прерывистые импульсы», а не постепенный и ровный процесс, как это рисуется в неоклассических представлениях. С нарастанием потока товаров, являющихся результатом нововведений, наступает период «творческого разрушения», когда некоторые более старые фирмы с

высокими издержками вытесняются из данной сферы бизнеса.

Таким образом, экономическое развитие, по Шумпетеру, предстает в виде процесса осуществления новых комбинаций: создания новых благ, услуг, методов производства, рынков сбыта, источников сырья, монопольного положения, проведения реорганизации. Важным элементом его теории выступает допущение, что инновация реализуется за счет отвлечения ресурсов у консерватора в пользу предпринимателя-новатора.

Позиция Шумпетера по этому вопросу настолько авторитетна, что практически не подвергалась сомнению и нашла воплощение в дальнейших исследованиях в рамках эволюционной экономики.

В СССР поиском эндогенных причин, которые могут объяснить новый поворот конъюнктуры — от длительного спада к подъему, занимался Н.Д. Кондратьев, имя которого закрепилось в истории мировой экономической науки в выражениях «длинные волны Кондратьева» или «циклы Кондратьева».

Начало «большого» подъема Кондратьев связывал с массовым внедрением в производство новых технологий, вовлечением новых стран в мировое хозяйство, изменениями объемов добычи золота. При этом общая картина подъема описывалась следующим образом: внедрение технических нововведений идет параллельно с расширением инвестиционного процесса, который в свою очередь стимулирует производство и спрос, способствующие росту цен. В этот период безработица уменьшается, заработная плата и производительность труда растут. Эти процессы затрагивают всю экономику, изменяют стиль жизни людей.

Свидетельством того, что экономика приближается к верхней точке большого цикла, являются начинающиеся на фоне изобилия недостаток отдельных товаров, сдвиги в структуре распределения доходов, рост издержек производства, замедление роста прибылей и т. д. Возникает ситуация, известная теперь как стагфляция.

Существуют различные объяснения причин исчерпания энергии подъема. Одни видят их в заметном увеличении нормы потребления, другие — в изменении покупательной способности денег, третьи связывают достижение «пика» с жизненным циклом продуктов и отраслей, создание которых явилось следствием крупных нововведений прошлых лет.

За каждым «большим» подъемом следует довольно короткий период, когда экономика как бы готовится к предстоящему длительному спаду, но в то же время сохраняется видимость процветания. Однако накопившиеся противоречия рано или поздно выходят наружу, причем импульс может исходить от незначительного события. Обнаруживается избыток производственных мощностей, происходят массовые ликвидации предприятий, растет безработица, цены падают.

В зарубежной литературе сложилось мнение, что в части, касающейся форм развития научно-технического прогресса, концепция Н. Д. Кондратьева близко подходит к инновационной теории длинных

волн, разработанной Й. Шумпетером и продолженной его последователями — Г. Меншем, А. Клайнкнехтом и другими.

Значительное развитие теория длинных волн получила в трудах современных ученых-экономистов С.М. Меншикова и Л.А. Клименко, которые в качестве конституирующей фазы длинного цикла рассматривают структурный кризис.

Такой кризис демонстрирует, что дальнейшее расширение экономической активности темпов, превышающих исторически средние темпы роста, невозможно без коренной ломки отраслевой структуры производства, системы межотраслевых связей и технологических зависимостей, сложившегося международного разделения труда, господствующих форм организации экономики и существующих методов рыночного и государственного регулирования [6].

Кризис возникает тогда, когда старая структура экономики в целом приходит в конфликт с запросами новой технологии, но еще не готова для изменений. Инерция сложившейся структуры затягивает перестройку, делая ее болезненной и продолжительной. Пока старая структура еще преобладает, общие темпы роста резко падают, ведя к застою общественного производства, нарушается нормальное функционирование рынков и денежной сферы, общие условия хозяйственной конъюнктуры остаются неблагоприятными. Структурный кризис преодолевается, когда старая структура, наконец, начинает уступать место новым отраслям производства, новым формам организации и регулирования.

Таким образом, концепция длинных волн показывает неизбежность периодически возникающих структурных и технологических кризисов и пути восстановления равновесия и выхода из кризиса, которые связаны с необходимостью вытеснения технологического уклада новым и замены одной технологической парадигмы на последующую.

Концепция смены технологических укладов продолжена в работах С.Ю. Глазьева, Ф.М. Днишева и других современных ученых.

Теоретические построения, относящиеся к середине XX в., связанные с экономическим развитием, уходят корнями в описанные выше школы экономической мысли. Главными идеями этих теорий являлись накопление капитала, планирование и индустриализация.

У.А. Льюис, Р. Нурксе, П.Н. Розенштейн-Родан и другие ведущие специалисты по вопросам экономического развития подчеркивали ключевую роль капитала. Акцент на накопление капитала продолжает старую традицию, заложенную предшествующими школами. Представители рассматриваемого направления придавали особое значение обеспечению сбережений, а не роли предпринимателя. Несколько позже Э.И. Хейген и Д.К. Макклелланд вновь выдвинули на передний план ведущую роль предпринимателей и попытались установить причины, в силу которых отдельные лица действуют как движущая сила экономического развития [7].

Усилению исследований процессов накопления капитала способствовал ряд факторов. Одним из них было осуществление «плана Маршалла», который позволил с помощью вливания иностранного капитала восстановить экономику Европы. Этот опыт породил оптимистическую надежду, что его будет легко применить и к развивающимся странам.

Я. Тинберген, У. А. Льюис, П. Розенштейн-Родан, Х. Чинери и многие другие ведущие специалисты в рассматриваемой области подчеркивали важность планирования в обеспечении процесса развития. Отчасти это объяснялось успехом советского опыта планирования и неуклонным развитием математических методов для экономических расчетов (например, линейного программирования), а также появлением быстродействующих вычислительных машин. Интерес к планированию возрос и под влиянием распространившегося представления, что рыночный механизм более не в состоянии обеспечивать те специфические структурные изменения, которые необходимы для экономического развития [7].

Разные по мировоззрению и методологии экономисты, такие как П.А. Баран, Р. Нурксе, П.Н. Розенштейн-Родан и У.А. Льюис, единодушно утверждают, что стержнем процесса развития служит индустриализация. Похоже, что такая позиция сложилась под влиянием наблюдаемой зависимости — более развитые страны являются, как правило, в то же время передовыми и по уровню индустриализации. Р. Пребиш и другие члены ЭКЛА (Экономической комиссии для Латинской Америки) также подкрепили аргументацию в пользу индустриализации, подчеркнув неизбежность ухудшения условий торговли для стран, вывозящих сырье, вследствие более низкой эластичности спроса по доходу для сырьевых продуктов по сравнению с готовыми изделиями и вследствие высокого уровня концентрации рыночной власти в индустриальных странах [7].

Дальнейшее развитие теоретической мысли в области экономического развития, несомненно, демонстрирует тесную преемственность с прошлым. Однако необходимо отметить, что к концу XX в. некоторые аспекты исследований существенно изменились.

Во-первых, ярче выраженной стала склонность к эмпиризму (проведение анализа сравнительных данных по разным странам, эконометрическая проверка многих положений, игравших ключевую роль в различных теоретических построениях и т. д.).

Во-вторых, существенно другим стал практический подход к исследованию внешнеэкономических связей (совершен поворот от ориентации на политику замещения импортируемых товаров к политике активного использования внешнеэкономических связей).

В-третьих, главное внимание исследователей с вопросов экономического роста как такового постепенно переключалось на проблемы распределения дохода, нестабильности, недоиспользования ресурсов и безработицы.

Причиной такого поворота послужило широкое распространение понимания остроты этих проблем.

Таким образом, к настоящему времени накоплен огромный теоретический и практический опыт, касающийся развития экономики, который постараемся приложить к казахстанским условиям.

Экономика Казахстана является многоукладной. В ней наблюдается параллельное существование третьего, четвертого, а в некоторых областях даже первого и второго технологических укладов. Наибольшее отставание от мировых тенденций наблюдается не только в реализации, а фактически почти полном отсутствии составляющих пятого и шестого технологических укладов. В чем же причина того, что Казахстан — страна многих технологических укладов?

Прежде всего, необходимо иметь в виду, что становление первого технологического уклада в нашей экономике началось намного позже, чем в других развитых странах, и внедрение его шло довольно медленно. Это было связано с наличием больших возможностей для экстенсивного развития. Кроме того, внедрение новых укладов происходило путем «догоняющей неорганичной модернизации». Такая модернизация не выростала естественным образом из предыдущих укладов, полностью себя выработавших, а сосуществовала с ними, часто отнимая дефицитные ресурсы и способствуя тем самым их деградации до завершения нормального цикла развития.

Включение Казахстана в составе СССР в общемировой ритм технико-экономического развития произошло в начале XX века на уровне третьего технологического уклада, причем на рост экономики в тот период немалое влияние оказывали пока еще и первый, и второй уклады. В 30-е годы ставка была сделана на воспроизводство третьего уклада, который начал замещаться четвертым лишь в предвоенные и особенно военные годы, когда в Казахстан были перенесены некоторые предприятия из России, Украины и Беларуси. При этом зона прогресса была сконцентрирована в основном в отдельных оборонных отраслях.

После Второй мировой войны восстановление народного хозяйства было направлено большей частью на физическое восстановление производства, о модернизации в тот период речь не шла, поэтому многоукладность экономики сохранялась.

Не способствовало широкомасштабной модернизации отраслей экономики, особенно гражданских, и существование «железного занавеса» между СССР и развитыми капиталистическими странами в период «холодной войны», когда по инициативе США были возведены барьеры на пути поставок в социалистические страны подавляющей части новейших технологий.

Еще одним фактором, способствовавшим консервации в Казахстане многоукладности, являлось существовавшее в СССР разделение труда, в рамках которого Казахстан выступал сырьевым придатком России. Эксплуатируя предприятия добывающей промышленности, относящиеся к третьему технологическому укладу, Казахстан получал из

России и других более развитых республик продукцию четвертого уклада (машиностроения, химической, фармацевтической промышленности и т. д.). Это было дешевле, чем развивать собственные предприятия более высоких технологических укладов. Поэтому к концу 80-х годов в Казахстане сложилась многоукладная экономика. При этом разные уклады были мало связаны между собой технологически и не оказывали большого влияния друг на друга. Развал СССР отрицательно сказался на техническом уровне промышленности входящих в него республик.

Реформы, проводившиеся в Казахстане с начала 90-х годов, обострили кризис устаревшей неэффективной экономики. Рост инфляции, низкая конкурентоспособность многих видов отечественной продукции, сокращение платежеспособного спроса привели к спаду производства. Перед Казахстаном встала реальная угроза деиндустриализации, т. е. попадания в категорию развивающихся стран с отсталой промышленностью и сырьевой направленностью экспорта.

Приоритетное развитие пятого технологического уклада в мировой экономике и зарождение шестого технологического уклада позволяют говорить о новом качестве экономического роста, постепенно занимающего центральное место в мировой экономике. Для многих стран переход к новой модели экономического роста может оказаться чрезвычайно болезненным процессом, протекающим неравномерно и неравнозначно, реализующимся в тех отраслях, где рентабельность и конкурентоспособность оставляют желать лучшего.

Особенно тяжелое положение наблюдается в материалоёмких и капиталоемких отраслях. Именно здесь в большей мере проявляется воспроизводство отсталых технологий и методов обработки в совокупности с воспроизводством устаревших отраслевых структур.

Хотя ни одна из стран не обладает полным комплексом технологических систем, присущих пятому укладу, и лишь несколько наиболее развитых индустриальных стран имеют некоторые заделы шестого технологического уклада, тем не менее, следует со всей определенностью заявить, что именно

пятый и шестой технологические уклады определяют качество экономического роста в начале XXI века.

В 80-е годы в Японии широкое распространение получила концепция инновационного технологического развития, в основе которой лежат жизненные циклы отраслевых и технологических систем [8, 9]. Согласно этой стратегии, отрасли делятся на молодые («восходящие»), «зрелые» и «заходящие», опирающиеся в своем развитии на традиционную устаревшую технологию.

В фокусе индустриально-инновационной политики должны быть, во-первых, перспективные исследования в восходящих отраслях и технологиях; во-вторых, ускоренное повышение наукоемкости зрелых отраслей на базе разработки и внедрения новаторских технологий, материалов и машин; в-третьих, избирательная помощь заходящим отраслям, обеспечивающая возможность перехода к выпуску новой продукции с помощью новой технологии на базе новой техники.

Необходимость централизованной финансовой поддержки молодых отраслей и технологий, открытый рынок и налоговые меры стимулирования НТП в зрелых отраслях являются основой стратегии технологического прорыва. Что касается заходящих технологий и отраслей промышленности, то для них считается целесообразным прием диверсификации. Для отраслей, находящихся в стадии заката, применяются принудительные меры сокращения избыточных мощностей и ликвидации либо реперофилирования слабых и убыточных предприятий.

Таким образом, восходящие технологии должны завоевывать рынок, зрелые — использовать полностью рыночный механизм, а заходящие, увядающие должны пройти путь перестройки структуры и внедрения нововведений для омоложения и выживания в условиях рынка. В индустриально развитых странах при переходе к новой модели экономического роста происходит свертывание производств и ликвидация мощностей в энерго- и материалоёмких отраслях при одновременном ускоренном развитии высокотехнологичных наукоемких производств.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Калимуллин И.М., Койлюбаева А.Ж. Инновационное развитие Республики Казахстан на современном этапе // АльПари. 2004. №1. С. 68-72.
2. Малая советская энциклопедия / Под ред. Б.А. Введенского. М.: Большая советская энциклопедия, 1959. 1260 с.
3. Большой экономический словарь / Под ред. А.Н. Азрилияна. 5-е изд., доп. и перераб. М.: Институт новой экономики, 2002. 1280 с.
4. Сухарев О. Современные концепции хозяйственного развития // Экономист. 2003. №7. С. 33-42.
5. Шумпетер Й. Теория экономического развития. М.: Прогресс, 1982. 350 с.
6. Меньшиков С.М., Клименко Л.А. Длинные волны в экономике: Когда общество меняет кожу. М.: Международные отношения, 1989. 272 с.
7. Современная экономическая мысль. Серия «Экономическая мысль Запада» / В.С. Афанасьева, Р.М. Энтова. М.: Прогресс, 1981.
8. Оголева Л.Н. Инновационные составляющие экономического роста: Дис... д-ра экон. наук. М., 1996. 230 с.
9. Стеблякова Л.П. Инновационная составляющая структурных изменений в экономике // Тр. Института рыночных отношений МОН РК «Социально-экономические проблемы региона». Вып. 5. Караганда: ТОО «Санат», 1999. С. 283-288.

УДК 662.818/622.012.2(574.31)

Т.Ю. ДУДЕНКО

Об эффективном решении проблемы золоотходов на шахте им. В.И. Ленина

В угольной промышленности основными твердыми отходами являются: порода, которая залегают вместе с углем, и золошлак, который поступает с котельной, где образуется при сжигании угля. Отходы следует использовать: при производстве строительных материалов, химических удобрений; для закладки выработанного пространства, для выравнивания естественных низменностей. Создание шлакоблочного цеха будет являться одним из направлений безотходного производства, где золошлак будет основой строительного материала — шлакоблока. Подобный цех уже существует на шахте «Абайская», представляется целесообразным создать аналогичный цех на шахте им. В.И. Ленина.

Золошлак на шахте им. В.И. Ленина складировать на рельефе. Золошлак состоит из топливных шлаков и золы. В золах и шлаках шахты им. Ленина не содержатся радиоактивные загрязнения, о чем свидетельствует сертификат радиационного качества угля и отходов производства, полученный в 2003 году. Следовательно, он свободно может использоваться в качестве строительных материалов. Шлакоблоки, которые сейчас шахта вынуждена покупать у сторонних организаций для шахтного строительства, могут производиться на месте и использоваться для собственных нужд.

Шлакоблоки в настоящее время применяются для закладки выработанного пространства, вентиляционных сооружений и для других ремонтно-строительных работ.

Открытие шлакоблочного цеха даст ощутимый экологический эффект. До минимума будет снижена нагрузка на окружающую среду, возникающую на данный момент при размещении золошлака. Негативные воздействия на природную среду будут устранены полностью. Это и загрязнение атмосферы золошлаком, которое происходит в результате выветривания различных веществ из складированной массы. Выделяющиеся компоненты — пыль и твердые частицы. Наибольшее выделение вредных веществ происходит в процессе непосредственного складирования. При хранении отходов оно постепенно снижается и доходит до уровня естественного выветривания.

Также происходит изменение гидрологического режима на территории с отхоохранилищем, которое обусловлено давлением золошлака на грунт, что приводит к изменению направлений подземных потоков.

При непосредственном контакте складированного золошлака с земной поверхностью между ними происходит массообмен и загрязняющие вещества из хранилищ попадают в почву, снижая ее плодородность. После окончания горных работ занятая отхоохранилищем площадь освобождаться не будет, поэтому находящийся под отвалами плодородный слой является потерянным для

народного хозяйства. Кроме того, при длительном хранении он потеряет свои свойства.

Хранилища золошлака организуются обычно на сроки, исчисляемые десятками лет. Все это время на занимаемых площадях практически отсутствует жизнь. Поэтому изъятие земельных площадей из природного баланса наносит ущерб окружающей среде.

Экономический эффект от создания и функционирования шлакоблочного цеха на шахте можно рассчитать.

Если учесть, что уголь поступает в котельную в объеме 15100, а золошлак составляет около 30% от всей массы, то объем золошлака определяем по формуле:

$$V_3 = V_{\text{общ}} * C_3,$$

где $V_{\text{общ}}$ — объем топлива, использованного котельной за 1 год;

C_3 — среднегодовая зольность, фактическая.

$$V_3 = 15100 * 0,3 = 4530 \text{ тонн.}$$

За складирование золошлака на рельефе шахта им. Ленина платит 20 тенге за одну тонну. Сумму, которую шахта платит за складирование отходов, можно определить:

$$\Sigma = C * V_3,$$

где C — цена за одну тонну;

V_3 — объем золошлака.

$$\Sigma = 4530 * 20 = 90\ 600 \text{ тенге.}$$

Открытие шлакоблочного цеха требует соответствующего оборудования: а) бетономешалка, б) вибратор.

Изготовленный шлакоблок весит в среднем 13 килограммов; он состоит из 1 килограмма цемента, 12 килограммов золошлака. Себестоимость шлакоблока рассчитывается исходя из следующих затрат на его производство:

1) электроэнергия: бетономешалка потребляет 20 Квт/час, вибратор — 15Квт/час; эти показатели даны в среднем, так как существует множество бетономешалок и вибраторов с различной мощностью;

2) для работы в шлакоблочном цехе требуется в среднем четыре человека, средняя заработная плата на шахте им. Ленина для поверхностных рабочих составляет 10000 тенге;

3) закупка цемента.

Затраты на электроэнергию

Объем электроэнергии, который будет потребляться шлакоблочным цехом, рассчитан по формуле:

$$\Sigma_{\text{Квт/час}} = \text{Квт/час} * P_{\text{д}},$$

где $\Sigma_{\text{Квт/час}}$ — сумма потребленной электроэнергии за 2003 год;
 Квт/час — потребление электроэнергии оборудованием, производящим шлакоблоки, в час;
 P_0 — Σ рабочих дней шлакоблочного цеха, в год.

$$\Sigma_{\text{Квт/час}} = (20 \text{ кВт/час} + 15 \text{ кВт/час}) * 307 \text{ дней} = 7675 \text{ кВт/час}.$$

Затраты на электроэнергию рассчитаны по формуле:

$$Z_3 = \Sigma_{\text{Квт/час}} * C,$$

где Z_3 — затраты на электроэнергию за год, в тенге.
 C — цена одного Квт/час (расценка Шахтинской ТЭЦ = 4,65 тенге).

$$Z_3 = 7675 * 4,65 = 35688 \text{ тенге}.$$

Затраты на заработную плату рассчитаны по формуле:

$$Z_{3n} = C_{3/nл} * 2 * 12,$$

где $C_{3/nл}$ — средняя заработная плата рабочего на поверхности на шахте им. Ленина ($C_{3/nл} = 10000$ тенге);
 2 — количество человек, необходимых для работы в шлакоблочном цеху;
 12 — количество месяцев в году.

$$Z_{3n} = 10000 * 2 * 12 = 240000 \text{ тенге}.$$

Затраты на приобретение портланд-цемента.

Определим, сколько портланд-цемента требуется в год для шлакоблочного цеха:

$$ПЦ = Ш_2 * 1_{\text{кг}},$$

где $Ш_2$ — количество шлакоблоков, которое может выпускаться в год при имеющемся объеме золошлака;
 $1_{\text{кг}}$ — объем цемента, необходимый для производства одного шлакоблока.

Количество шлакоблоков можно рассчитать по формуле:

$$Ш_2 = V_3 / 12,$$

где V_3 — объем золошлака за 2003 год ($V_3 = 4530$ тонн);
 12 — количество месяцев в году.

$$Ш_2 = 4530 / 12 = 378 \text{ штук шлакоблоков в год}.$$

$$ПЦ = 378 * 1 = 378 \text{ килограммов цемента}.$$

В среднем килограмм портланд-цемента стоит 20 тенге.

Затраты на покупку цемента для шлакоблочного цеха рассчитываются по формуле:

$$Z_{nc} = ПЦ * C_c,$$

где C_c — цена одного килограмма цемента;

$$Z_{nc} = 378 * 20 = 7560 \text{ тенге}.$$

Далее найдем сумму всех видов затрат, которые неизбежны при функционировании шлакоблочного цеха:

$$\Sigma Z = Z_3 + Z_{3n} + Z_{nc},$$

$$\Sigma Z = 35688 + 240000 + 7560 = 270585 \text{ тенге}.$$

Определяем среднюю себестоимость одного шлакоблока:

$$C/C = \Sigma Z / Ш_2,$$

$$C/C = 270585 / 378 = 715 \text{ тенге}.$$

Шахта им. Ленина закупает шлакоблоки у сторонних организаций по цене 940 тенге за один шлакоблок. То есть производить самим шлакоблоки для шахты экономичнее, размеры экономичности можно определить:

$$\mathcal{E}_u = Ш_2 * (C - C/C),$$

где $Ш_2$ — количество шлакоблоков, производимых шахтой Ленина, за год;

C — цена, по которой покупает шахта один шлакоблок у сторонней организации;
 C/C — себестоимость одного шлакоблока, производимого самой шахтой.

$$378 * (940 - 715) = 85050 \text{ тенге}.$$

Теперь можно рассчитать полный экономический эффект от создания на шахте им. Ленина шлакоблочного цеха:

$$\mathcal{E}_n = \mathcal{E}_u * \Sigma,$$

где \mathcal{E}_u — экономия от производства собственных шлакоблоков, по сравнению с покупкой их у сторонних организаций;

Σ — сумма, которую платит шахта за складирование отходов на рельефе.

Раз золошлак перестает складироваться, значит платить за это не надо, следовательно, есть экономический эффект.

$$\mathcal{E}_n = 85050 + 90600 = 175650 \text{ тенге}.$$

Итак, если шахта внедрит шлакоблочный цех, то экономический эффект от этого природоохранного мероприятия составит 175 650 тенге.

В целом положительные экономические результаты включают в себя:

- снижение затрат на размещение и содержание твердых отходов;
- снижение затрат на рекультивацию;
- сокращение размеров платежей за размещение твердых отходов в окружающей среде и за занимаемые отходохранилищами земельные площади.

УДК 331.5.024.5

М.А. ГЕРШМАН
Л.И. КОЛЕСНИКОВА**Некоторые проблемы занятости
и регулирования рынка труда**

В условиях рыночной экономики действует принцип свободной занятости, какая-либо форма принуждения к труду отсутствует. Однако имеются экономические мотивы к поиску работы или источников дохода. Поскольку спрос на труд со стороны предпринимателей, фирм не всегда соответствует предложению, возникает безработица. Давно доказано, что безработица — небезопасное в социальном и экономическом аспектах явление. Существуют суждения, согласно которым при превышении уровня безработицы — более 5 % возможны социальные противоречия. Поэтому проблема безработицы, состояния рынка труда актуальна и является предметом исследования специалистов [2].

Общеизвестно, что рынок труда, занятость, уровень безработицы во многом зависят от состояния экономики, фазы ее развития, от возможностей государства влиять на уровень занятости.

В современных условиях прямое воздействие на этот процесс со стороны государства регламентировано бюджетом. Рабочие места создаются преимущественно частным сектором. Государство влияет на процесс создания рабочих мест на законодательном уровне и в процессе реализации макроэкономической политики. В сокращении безработицы последняя играет двоякую роль: во-первых, она может способствовать сглаживанию циклических колебаний в производстве и занятости; во-вторых, создает основу для улучшения инвестиционного климата во внебюджетном секторе экономики. Однако даже в период экономического оживления всегда имеются пределы автоматического увеличения числа рабочих мест и занятости за счет мер макроэкономической политики.

Десять лет экономических реформ в РК, без взлета открытой безработицы, породили мнение о некоем пути, позволившем удержать рынок труда в относительном равновесии. Поэтому отмечается, что если в период экономического спада удалось достичь приемлемого соотношения инфляции и безработицы, то в фазе экономического оживления рынок труда не создаст особых проблем. Экономический рост обусловит регулярность выплаты заработной платы, а относительно невысокий уровень открытой безработицы не явится для общества тяжким бременем. Однако такие прогнозы развития представляются сомнительными. На основании известных экономических зависимостей возможны различные варианты занятости и безработицы в период спада и на фазе экономического оживления.

Спад производства, как правило, сопровождается формированием относительного избытка рабочей силы, поскольку для производства меньшего количества продукции (услуг) требуется меньшая

численность работников, а следовательно, и рабочих мест.

Если на фазе спада предприятия стремятся сохранить производительность (или сдержать её снижение), то сокращаются экономически нецелесообразные рабочие места. Рабочая сила частично высвобождается. Среднегодовая численность работников уменьшается до величины «экономически заданного» или «эффективного» спроса. Разность между численностью экономически активного населения и величиной экономически заданного спроса составляет избыточную рабочую силу. При этом объем последней соответствует безработице [3].

Следующее за спадом улучшение рыночной конъюнктуры ведет к повышению экономической активности, увеличению объемов производства и общего спроса на рабочую силу.

Если при падении объемов ВВП спрос на излишки рабочей силы не возникает (доминирует практика сдерживания увольнения персонала), то снижается производительность труда, а вслед за ней — заработная плата. Численность работников не достигает величины экономически заданного спроса на труд.

Разность между численностью реально занятых в производстве и величиной экономически заданного спроса на труд составляет объем «экономически неоправданной занятости», накапливаемой непосредственно на производстве; расходы работодателей на избыточную рабочую силу сдерживают восстановление производительности и экономическое оздоровление затягивается [3,4].

Экономика Казахстана и Карагандинского региона в частности развивалась по «чистым правилам». Для восстановления производительности, вслед за снижением объемов производства (возможно, с некоторым временным лагом), стали избавляться от избыточной рабочей силы, т.е. осуществлять увольнения. Реальное высвобождение, полностью компенсирующее падение производительности, привело к перераспределению рабочей силы между имеющимися постоянной и экономически оправданную работу, соответствующую заданному спросу и безработными.

Однако кризис казахстанской экономики носил не циклический, а системный характер, и реальная потеря кадрового потенциала для многих предприятий (особенно для тех, где численность персонала задана технологией) ради сдерживания падения производительности означала бы их экономическую гибель, а не восстановление рентабельности. Если воспользоваться аналогией с инфляцией, то данный путь ведет не просто к трансформации подавленной безработицы в её открытую форму, а к «гипербезработице», социально-экономические

последствия, которой серьезнее, нежели следствия гиперинфляции.

В Карагандинской области имеется примерно 170 тыс. «лишних» работников, которые в период очередного циклического спада, скорее всего, потеряли бы рабочие места. Можно предположить, что именно эта часть рабочей силы имеет иную, отличную от «обычной», занятость вследствие системной ломки экономических отношений, повлекшей беспрецедентные изменения в структуре спроса на труд.

Эти работники могут сохранять свой статус в течение длительного времени, находясь под реальным риском увольнения, либо в зависимости от экономических и иных обстоятельств, пополнить ряды имеющих «обычную» занятость или безработных. Соотношение между численностью реально безработных и такими работниками равно приблизительно один к двум и свидетельствует о «перевесе» внутривидовых трудовых проблем над проблемой открытой безработицы.

Сценарий сохранения полной занятости в период экономического спада, который выдвигался некоторыми политиками и экономистами в первые годы реформ, лишь ухудшил бы данное соотношение. Для безработных освободились бы потенциальные рабочие места за счет естественного выбытия работников. Уровень безработицы колебался бы в пределах 1,5-2,5 %, при сокращении производительности труда в 1,5 раза, т.е. занятость была бы формальной. Реструктуризация экономики была бы практически неосуществимой, а выход из спада — еще более сложным. Необходимость структурных и других изменений все равно заставляет вернуться к вопросу о перемещении работников из нерентабельных производств.

Таким образом, в кризисный период экономики развита «частично подавленная» безработица. Сверхрадикальные меры в этот период непродуктивны, т.к. обуславливают безработицу в огромных масштабах и, возможно, еще более глубокий социальный кризис. Вместе с тем, неполнота оценки безработицы сместила акцент в трудовых отношениях с типичных для периода экономического спада вопросов нейтрализации открытой безработицы в сторону внутривидовых трудовых вопросов, связанных с феноменом «недозанятости». Последний, в отличие от часто практикуемой неполной отработки рабочего времени по причине циклического спада производства, имеет несколько иную природу. Порожденная системным кризисом проблема избытка рабочей силы не может быть решена простой активизацией высвобождений и перемещением безработных на новые рабочие места. Во-первых, часть работников занята на потенциально рентабельных производствах. Во-вторых, способность сегодняшней экономики создавать достаточное количество новых рабочих мест весьма сомнительна, недозанятость будет оказывать существенное влияние как на динамику занятости и безработицы в период экономического оживления, так и на скорость самого оживления.

Дело в том, что рост производства, как правило, не сопровождается одновременным и адекватным увеличением найма новых работников, т.к. имеет место изменение качества притязаний к трудовому потенциалу рабочей силы, изменение структуры производства. Переход от расширения производства к увеличению занятости зависит от роста производительности труда. Производительность изменяется циклически: снижаясь в период спада из-за избытка рабочей силы, повышаясь на стадии подъема, так как работодатели стремятся сначала увеличить фонд рабочего времени имеющихся работников (в частности, устраняя «недозанятость» на производстве), а затем уже нанимают новых работников. Поэтому рост занятости обычно следует за ростом совокупного спроса с определенным временным лагом. Более того, уровень безработицы может повышаться до тех пор, пока «режим» экономического оживления не упрочится во всех отраслях. При этом, чем выше отклонение численности работающих от величины эффективного спроса, тем более ограниченными будут возможности расширения занятости за счет найма новой рабочей силы.

Увеличению экономического спроса будет способствовать реализация инновационно-индустриальной политики и кластерной практики, которые обеспечат решение проблемы конкурентоспособности продукции на внутреннем и мировом рынках. Производным фактором явится рост занятости.

Существуют расчеты специалистов по экономике труда, согласно которым для восстановления числа занятых до уровня 1991 года (820,3 тыс. чел.) необходимо, чтобы в течение 7 лет, начиная с 2003 года, численность занятого населения по Карагандинской области увеличивалась в среднем на 21,3 тыс. человек (2,8 %) в год.

Средства макроэкономического регулирования позволяют позитивно влиять на циклическую безработицу, порожденную экономическим спадом и снижением спроса на рабочую силу. Но скорость изменений занятости следует за экономическим оживлением и зависит не только от конъюнктуры, но и факторов институционально, структурного характера. Определяющим является развитие законодательных основ обеспечения экономического и социального сотрудничества в сфере трудовых отношений. К примеру, необходимо на законодательном уровне определить современный статус профсоюзов, предусмотреть возможности трудоустройства выпускников, льготы обучающимся, индексации зарплаты, расширения мер социальной защиты работников.

За период с 1991 г. по 2004 г. по Карагандинской области наблюдалось снижение общей численности населения с 1711,8 тыс. человек до 1330,9 тыс. человек. Лишь на начало 2005 года отмечено незначительное повышение на 0,7 тыс. человек. Это последствие понижения уровня рождаемости и увеличения смертности, а также миграции населения.

В период спада, т.е. в первой половине 90-х годов в Карагандинской области, было отмечено

значительное падение уровня прироста населения трудоспособного возраста: с 15,5 тыс. человек в 1991 году до 0,5 тыс. человек на начало 2000 года. Однако уже с 2002 г. эта тенденция имеет положительный характер и к 2004 г. прирост составил 1,8 тыс. человек.

Существует множество других причин, способных задержать позитивные перемены на рынке труда. Например, рабочих мест с режимом неполного рабочего времени может быть создано больше, чем обычных «полноценных» рабочих мест. Подобная ситуация возникает, когда такие отрасли, как сфера услуг, более активно использующие гибкие режимы труда, переживают фазу подъема. Позитивная тенденция экономического оздоровления может осложниться перемещением работников из трудоемких отраслей, где традиционно используется мужская рабочая сила в обычном режиме рабочего времени.

Создаваемые экономикой рабочие места могут оказаться местами с низкой заработной платой, они способны удовлетворить имеющийся спрос со стороны малоквалифицированных работников. Вместе с тем, такая ситуация способна вызывать противоречия с квалификационной структурой спроса на рабочие места, занижать возможности карьерного роста занятых на них.

Создаваемые рабочие места, требующие высокой квалификации и в относительно новых областях (например в нефтегазовой), могут оказаться незаполненными ввиду отсутствия на рынке труда соответствующей рабочей силы. В результате возникает «квалификационная петля» сдерживающая расширение занятости и тормозящая экономический рост.

Если оставить в стороне действие других факторов, то рабочих мест может быть создано тем больше, чем меньше будет барьеров для найма работников. Один из возможных сдерживающих факторов — высокие издержки на рабочую силу, не связанные с заработной платой (например, отчисления работодателей на государственные социальные нужды, «привязанные» к величине фонда оплаты труда). Такие расходы способны привести к ощутимым различиям между стоимостью найма работника и заработной платой, получаемой им. Эта разница, выходящая за определенные пределы, сдерживает наем и, тем самым увеличивает безработицу, если заработная плата не сокращается таким образом, чтобы компенсировать высокие налоги работодателя.

Для стимулирования роста занятости имеются такие возможности, как снижение расходов работодателей, не связанных с заработной платой; сокращение социальных расходов и / или перемещение социальных расходов (их части), основанных на начислениях на заработную плату, в другие виды налогов. Ни один из вариантов не является скорым и легко осуществляемым.

Необходима детальная оценка существующих и планируемых социальных программ с точки зрения их действенности и эффективности, а также целевой

ориентации на поддержку тех, кто в ней реально нуждается.

Наряду с барьерами найма имеются другие препятствия на рынке товаров и услуг, которые могут увеличить безработицу. Например, недостаточность конкуренции на таких рынках позволяет предприятиям ограничивать выпуск продукции и сохранять высокие цены, сдерживая спрос на труд.

Снятие перечисленных препятствий повышает способность экономики генерировать продуктивные и хорошо оплачиваемые рабочие места и способствует уменьшению безработицы. Но при этом и сами работники должны научиться занимать возникающие рабочие места.

Неслучайно одна из причин структурной безработицы — разрыв между давлением экономики на рабочую силу и способностью работников адаптироваться к переменам. Её отсутствие может стать едва ли не основной причиной сохранения и роста безработицы, особенно длительной, даже при наличии вакантных рабочих мест, как в период экономического спада, так и на фазе подъема.

Наличие как макроэкономических, так и иных ограничений и препятствий оказывает сдерживающее влияние на сокращение безработицы и рост занятости даже в период экономического оживления. Надежды на автоматическое улучшение функционирования рынка труда при благоприятной макроэкономической динамике выглядят излишне оптимистично. Не исключено, что параллельно с позитивными переменами в экономике РК может наблюдаться некоторое увеличение безработицы, и казахстанская экономика столкнется с достаточно уникальной ситуацией — «оживления без рабочих мест».

Проблема «незанятости» также остается актуальной. Её «накопленные» объемы, а также скорость, с которой происходит рационализация фонда рабочего времени, будут оказывать влияние как на темпы экономического оживления, так и на масштабы открытой безработицы. В том случае, если произойдет изменение в распределении избыточной рабочей силы между безработными и «незанятыми», то изменятся и акценты трудовой политики и мер по привлечению потерявших работу к труду.

Решающую роль здесь играет макроэкономическая политика. Учитывая, что состояние рынка труда, динамика безработицы оказывают возрастающее влияние на экономическое оздоровление и его скорость, эта политика должна быть модифицированной.

Эффективность макроэкономической политики должна определяться её позитивным влиянием на способность экономики поддерживать баланс между повышением производительности на стадии подъема и созданием новых рабочих мест для безработных граждан, а также для тех, кто впервые или повторно вступает на рынок труда. Повышение и поддержание высокой способности экономики к «генерации занятости» в целом составляет задачу экономической политики.

Наличие существования множества различных факторов, напрямую не связанных с

макроэкономическими возможностями занятости, может нейтрализовать понятие стабилизации рынка труда за счет экономических мер. По мере завершения перехода к рынку значение трудовой политики будет возрастать, что будет способствовать увеличению макроэкономических результатов. Забота о «высокой способности к занятости» рабочей силы, а также формирование благоприятной «рабочей среды»

(наличие режима найма и увольнения, рабочего времени, условий оплаты труда, возможностей карьерного роста и повышения квалификации, мер по нейтрализации дискриминации и т.д.), позволяет реализовать эту способность и сохранить уже имеющуюся занятость, что составляет содержание политики на рынке труда.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Закон Республики Казахстан «О занятости населения».
2. Кошанов А.К. Региональный рынок: закономерности формирования и развития. Алматы: Гылым, 1997.
3. Райхлин Э. Основы экономической теории. Безработица и инфляция. М.: Наука, 1998.
4. Шокоманов Ю.К. Человеческое развитие в Казахстане: Методология измерения и анализа. Алматы: Агентство по статистике, 2003.

Раздел 5

Энергетика. Автоматика и управление. Радиотехника, связь и телекоммуникации

УДК 622.41:681.5

*Л.А. АВДЕЕВ
В.Н. ШАТОХИН
Д.С. ТАРАСЕНКО*

Автоматическое распознавание подземных эндогенных пожаров на ранней стадии

Одним из источников подземных пожаров является самовозгорание угля, остающегося в виде потерь в выработанном пространстве. Только в течение 2004 года на шахтах УД АО «Миттал Стил» произошло 4 случая самовозгорания угля (шахта им. Костенко — 2 случая, шахты «Абайская» и «Тентекская»).

Отсутствие эффективных и безопасных способов тушения пожаров на начальной стадии развития приводит к тому, что в подземных условиях небольшой очаг огня превращается в огромный пожар и ставит под угрозу жизнь работающих, парализует и выводит из строя предприятие.

Подземный пожар может быть ликвидирован без особого ущерба производству, если обнаружить или распознать его на начальной (ранней) стадии. Но распознавание эндогенных пожаров на ранней стадии затруднено тем, что они в основном возникают в выработанном пространстве или изолированных нарушенных целиках угля, т.е. в местах, недоступных для непосредственного наблюдения за процессом развития самовозгорания угля.

Методы обнаружения начавшегося подземного пожара, основанные на наблюдениях за внешними непосредственно видимыми и ощутимыми признаками, не позволяют своевременно обнаружить как начальные стадии развития, так и места начинающегося пожара. По этим признакам пожар, как правило, обнаруживается в столь поздней фазе его развития, что какие-либо предупредительные меры становятся бесполезными, тушение его чрезвычайно усложняется.

В настоящее время на практике распознавание признаков самовозгорания угля сводится к наблюдению за внешними проявлениями и периодическому отбору и анализу проб воздуха на содержание пожарных индикаторных газов в пунктах контроля — наблюдательных станциях, место расположения которых выбираются в соответствии с «Инструкцией по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров на шахтах Карагандинского бассейна». Анализ проб осуществляется как экспресс-методом с использованием переносных газоанализаторов, так и в лабораториях ВАСС «Комир».

Согласно требованиям указанной «Инструкции...» [1 п.4.2] наблюдения за ранними признаками самонагревания должны вестись с использованием систем непрерывного автоматического контроля, что способствует повышению эффективности контроля за счет оперативности и существенно большего объема получаемой информации о содержании пожарных индикаторных газов и динамики их изменения в предаварийных ситуациях. С этой целью специалистами предприятия «Углесервис» УД АО «Миттал Стил» разработана автоматизированная система распознавания на ранней стадии подземных пожаров, структурная схема которой приведена на рис. 1.

По пространственному расположению технические средства системы разделяются на наземные и подземные.

К техническим средствам наземной части системы относится поверхностный информационно-вычислительный комплекс (ИВК), состоящий из двух ПЭВМ типа IBM (одна в режиме контроллера, а вторая в режиме обработки и представления информации — АРМ оператора), двух устройств бесперебойного питания (УБП), двух устройств сопряжения (УС) ПЭВМ с приемно-командными устройствами (УПК) аппаратуры передачи информации АПИ. Все средства поверхностного комплекса располагаются в помещении ЦДП шахты на специально организованном рабочем месте оператора АГК.

В состав технических средств подземной части системы входят распределители групповые РГ (в

количестве до 10 шт.) аппаратуры АПИ, преобразователи телеизмерения ПТИ аппаратуры АПИ, датчики содержания пожарных индикаторных газов (CO , CO_2 , H_2 , O_2 , CH_4), температуры (T), скорости (расхода) воздуха $V(Q)$, а также подземные искробезопасные источники питания (ИИП) указанных датчиков. В качестве последних предусмотрено использование датчиков германской фирмы WOELKE INDUSTRIELEKTRONIK GMBH типа GMM, рассчитанных на применение в подземных горных выработках шахт опасных по газу [2]. Технические характеристики датчиков приведены в табл. 1.

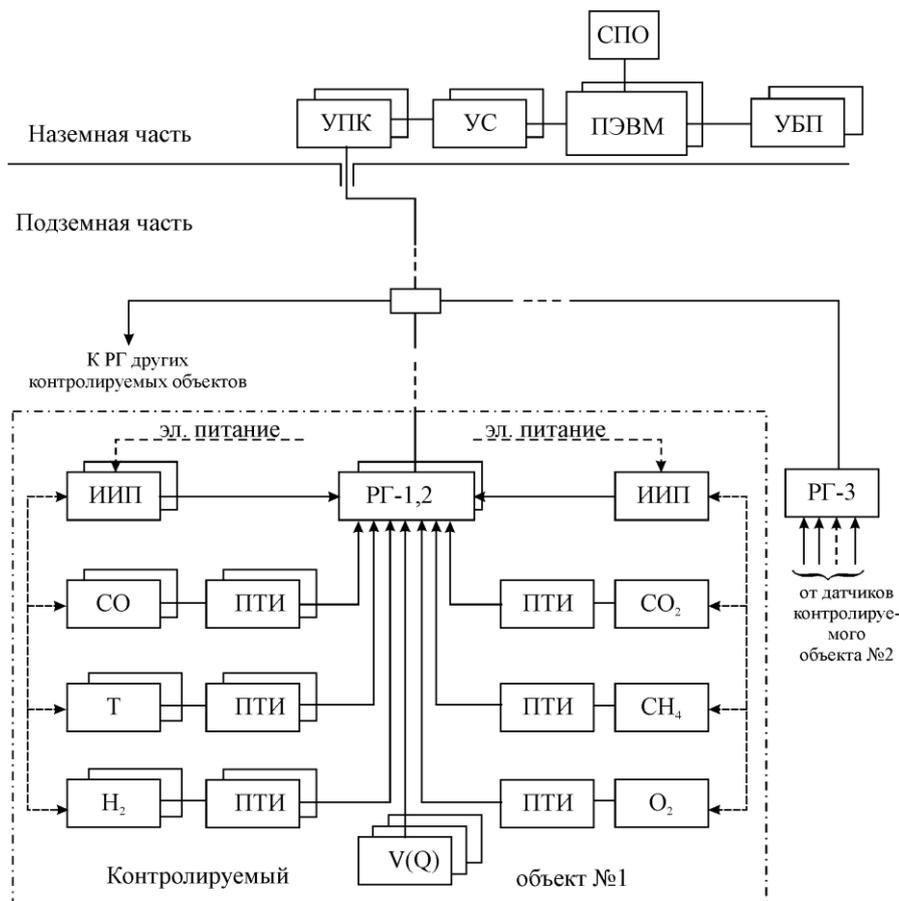


Рис. 1. Структурная схема системы:

УПК — устройство приемно-командное аппаратуры АПИ; УС — устройство сопряжения; ПЭВМ — персональная ЭВМ (IBM);

СПО — специальное программное обеспечение; УБП — устройство бесперебойного питания; ИИП — искробезопасный источник питания (с аккумуляторной поддержкой); РГ — распределитель групповой аппаратуры АПИ; ПТИ — преобразователь телеизмерения; CO , T , H_2 , $V(Q)$, CO_2 , CH_4 , O_2 — датчики соответственно окиси углерода, температуры, водорода, скорости (расхода) воздуха, двуокиси углерода, метана, кислорода

Таблица 1

ОСНОВНЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ДАТЧИКОВ ФИРМЫ WOELKE INDUSTRIELEKTRONIK GMBH

Показатели	Контролируемые параметры					
	CH_4 GMM 01.03	CO GMM 03.05	O_2 GMM 02.05	температура	CO_2 GMM 04.04	H_2 GMM 11.05
Диапазон измерений	0...3...100% CH_4	0...300 ppm	0...30% O_2	От -20 до +70°C	0...10%	0...1000 ppm
Точность измерений	0,06%/1,5% CH_4	1 ppm в диап. 30 ppm; ±1%	±1%	±0,5%	±1%	1 ppm в диап. 30 ppm; ±1%
Время релаксации, с	≤18	≤30		≤45		≤50
Напряжение питания, В	9...16		10...28		9...16	
Ток потребления, мА	120...200	15...50		11	42...75	15...50
Выходной сигнал:						

- токовый, мА	0,1/0,2...1; 4...20		
- напряжение, В	0,4...2,0; 0/1...5		
- частота, Гц	6...15		
Срок службы, лет	1	3	5

Питание указанных датчиков предусмотрено осуществлять от специализированного прибора питания типа USV4 той же фирмы [3], подключаемого к сети переменного тока напряжением 127 В и снабженного аккумуляторной батареей. При отключении сети переменного тока питание датчиков осуществляется от встроенных аккумуляторных батарей емкостью 8Ачас.

Для передачи информации от подземных датчиков на поверхностный ИВК предусматривается использование разработанной предприятием «Углесервис» и изготавливаемой Энергозаводом АО «Миттал Стил» аппаратуры АПИ, применяющейся на шахтах бассейна для целей централизованного аэрогазового контроля АГК, достоинствами которой являются:

а) базовый комплект аппаратуры рассчитан на организацию до 100 информационных каналов — сигналов ТИ+ТС в любом задаваемом сочетании;

б) аппаратура обеспечивает возможность передачи и обработки совместно с ПЭВМ информации от датчиков с любым видом выходного сигнала:

- 1) аналоговым токовым в диапазоне 0-5 мА, 4-20 мА;
- 2) аналоговым потенциальным в диапазоне 0,4-2,0 В;
- 3) импульсно-частотным в диапазоне частот 0-1000 Гц (с определением скважности);
- 4) дискретным (контактным);

в) питание подземных устройств аппаратуры АПИ (РГ, ПТИ), а также преобразователей депрессии и скорости воздуха ПДС-1 осуществляется искробезопасным напряжением с поверхности — от искробезопасного источника питания в УПК, что обеспечивает сохранение работоспособности аппаратуры при отключении электроэнергии в шахте;

г) для организации линии связи требуется недорогой 4-жильный шахтный телефонный кабель.

Алгоритмом функционирования системы предусмотрен непрерывный циклический (с периодом 1 минута) опрос всех датчиков, охватываемых системой. Блок-схема алгоритма опроса датчиков приведена на рис. 2.

Выходной информацией системы для суждения о состоянии контролируемых пожароопасных зон являются данные о текущих значениях концентрации пожарных индикаторных газов и их газовойделений, результаты сравнения с соответствующими фоновыми значениями, а также тенденции их изменения в каждом контрольном пункте.

При достижении текущими значениями концентрации газов или их газовойделения заданных значений (уставок), либо обнаружении опасных тенденций их изменения, на ЦДП автоматически включается сигнализация с целью привлечения внимания оперативного персонала к оценке возникшей ситуации и

принятию мер, адекватных создавшейся ситуации.

Информация, получаемая от датчиков о текущих значениях контролируемых параметров, значениях заданных уставок по каждому датчику, времени возникновения отклонений от уставок формируется и хранится в течение установленного времени в энергонезависимой памяти ПЭВМ в виде массивов данных. Любой из этих массивов может выводиться на экран или печататься по запросу оператора.

В качестве примера в табл. 2 приведена форма представления текущей информации на видеотерминале ПЭВМ, а в табл. 3 — сводка превышений значений контролируемых параметров над фоновыми в течение суток (смены).

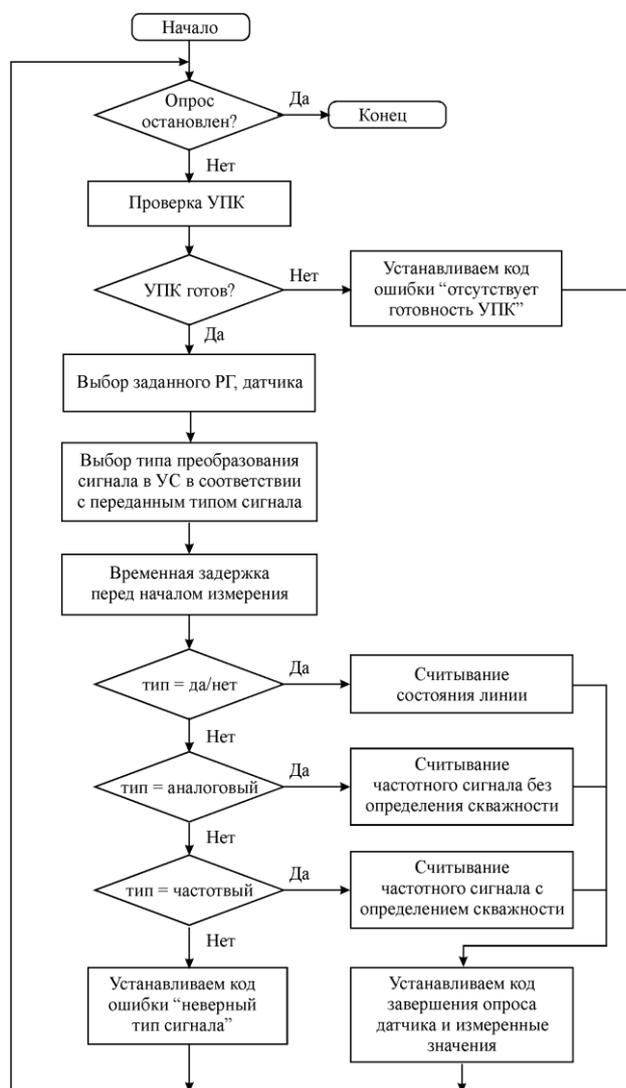


Рис. 2. Блок-схема алгоритма опроса датчиков

Таблица 2

ФОРМА ПРЕДСТАВЛЕНИЯ ТЕКУЩИХ РЕЗУЛЬТАТОВ КОНТРОЛЯ (ПРИМЕР)

Обоз.	Объект контроля,	Фоновое	Уставка	Показания	Время, ч:мин	Оценка
-------	------------------	---------	---------	-----------	--------------	--------

датчика	размерность параметра	значение				состояния
СО-1	Поступающ.уч.,1%	0,0003	0,0017	0,0003	08:00	Нормальное
...
СО-3	Поступающ.уч.,2%	0,0006	0,0017	0,0008	18:00	Рост фона*)
...
T-2	Уклон К12, °С	18	35	40	23:00	Аварийное**)

Примечание: *) — автоматическое включение предв арительной сигнализации; **) — автоматическое включение аварийной сигнализации.

Таблица 3

СВОДКА ПРЕВЫШЕНИЙ ПАРАМЕТРОВ НАД ЗАДАННЫМИ ЗНАЧЕНИЯМИ
ЗА _____ 200_ Г (ПРИМЕР)
(ДАТА)

Обоз. датчика	Объект контроля, размерность параметра	Фоновое значение	Уставка	Время превышения над фоном (уставкой)		Макс. значение параметра
				начало	конец	
СО-3	Исходящ. уч.,2%	0,0006	0,0017	18:00	-	0,0010
T-2	Уклон К12, °С	18	35	23:00	23:15	40

Примечание: При отсутствии превышений должно выдаваться сообщение об отсутствии пре вышений за запрашиваемый период времени.

Помимо табличных форм представления информации предусмотрена также возможность выдачи графиков изменения значений любого контролируемого параметра в функции времени (за любой истекший промежуток времени).

В настоящее время полный комплекс технических средств системы и разработанное предприятием «Углесервис» специальное программное обеспечение находятся в опытной эксплуатации на шахте им. Костенко УД АО «Миттал Стил».

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Инструкция по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров на шахтах Карагандинского бассейна. Караганда, 2003.
2. MONIMET-SYSTEM CH4-Monitor тип GMM 01.03.xx. Руководство по эксплуатации и обслуживанию.
3. Прибор питания USV4. Руководство по эксплуатации и обслуживанию «WOELKE INDUSTRIELEKTRONIK GMBH».

УДК 62-501.72
Г.А. СИВЯКОВА

Имитационная модель системы автоматического регулирования тянущих механизмов

В цехах горячей и холодной листовой прокатки широко применяются роликовые натяжные механизмы в составе различных металлургических агрегатов непрерывной обработки стальной полосы. В зависимости от расположения в агрегате и организации технологического процесса натяжные механизмы выполняют различные функции, из которых следует выделить две основные: транспортирование обрабатываемой полосы с заданной скоростью; создание и поддержание заданного натяжения полосы во всех режимах работы агрегата [1].

Кинематическая схема рассматриваемого участка обработки представлена на рис. 1.

При небольшом диапазоне изменения линейной скорости транспортирования полосы электрическая схема предусматривает: групповой источник питания якорей двигателей роликов; систему регулирования частоты вращения двигателя ведущего ролика, работающего с постоянным магнитным потоком; и систему регулирования распределения загрузки между двигателями, воздействующую на поток возбуждения ведомого двигателя, обмотка возбуждения которого подключена к нереверсивному тиристорному возбудителю. Перераспределение токов нагрузки двигателей роликов при изменении режима работы

натяжного механизма обеспечивается благодаря наличию согласующего нелинейного элемента. Оптимизация контура выравнивания нагрузки осуществляется при использовании пропорционально-интегрального регулятора деления нагрузки (РДН).

В электроприводе тянущих роликов применяются двигатели постоянного тока независимого возбуждения с управлением как по цепи якоря, так и по цепи обмотки возбуждения.

Система автоматического регулирования скорости и якорного тока электродвигателей тянущих роликов двухконтурная, построенная по методу подчиненного регулирования.

Внешний контур — контур регулирования скорости с обратной связью по скорости нижнего ролика, регулятор скорости пропорционально-интегрально-пропорциональный с регулируемым порогом ограничения, амплитуда которого пропорциональна напряжению задатчика скорости.

Внутренний контур — контур регулирования тока с обратной связью по суммарному току якорей верхнего и нижнего роликов, регулятор тока — пропорционально-интегральный с постоянным порогом ограничения. Ограничение величины суммарного тока преобразователя выполнено путем ограничения выходного сигнала регулятора скорости

РС, который является заданием для регулятора тока | РТ.



Рис. 1

Для распределения нагрузки между верхним и нижним роликами используется система подчиненного регулирования тока возбуждения двигателя верхнего ролика, содержащая регулятор деления нагрузки, соединенный с множительным устройством, подключенным к суммирующему усилителю с ограничением, и регулятор тока возбуждения.

В качестве задающего сигнала регулятора деления нагрузки используется сигнал датчика тока нагрузки нижнего двигателя, а в качестве сигнала обратной связи — сигнал датчика тока нагрузки верхнего двигателя. Регулятор деления нагрузки выполнен пропорционально-интегральным.

Задающим сигналом для регулятора тока возбуждения является сигнал, пропорциональный ЭДС. Регулятор тока возбуждения — пропорционально-интегральный, в качестве сигнала обратной связи используется сигнал магнитного потока, сформированный из сигнала тока возбуждения верхнего ролика.

В системе введены ограничения по минимальному магнитному потоку и минимальной скорости.

Задание скорости для тянущих роликов может формироваться от сельсина-задатчика скорости с пульта управления или же из сигналов задания скорости технологической части агрегата и сигнала коррекции скорости от сельсина-датчика, пропорционального углу поворота барабана механизма регулятора натяжения.

Структурная схема модели САП электроприводов тянущих роликов представлена на рис. 2.

Так как в реальной САП существуют ограничения по напряжению питания и выпрямленному

напряжению, то в структуру введены ограничители максимальной амплитуды сигналов.

Модель САП тянущих роликов выполнена в пакете SimuLink системы инженерных вычислений MatLAB.

Регулятор скорости ПИП-типа с регулируемым порогом ограничения представлен блоком Subsystem 2, регулятор тока якоря двигателей представлен блоком PI controller1. Сигнал обратной связи по скорости двигателя нижнего ролика через вход Nn и датчик скорости Kds поступает на вход регулятора скорости одновременно с заданием Uz4r через задатчик интенсивности ZI от ведущего скоростного механизма. Обратная связь по суммарному току якорей двигателей обоих роликов через датчик тока Kdt подается на вход регулятора тока. Элементы Ktr и Ktv представляют собой коэффициенты тиристорных преобразователей для питания обмотки якоря и обмотки возбуждения соответственно.

Контур распределения нагрузки между двигателями роликов, включающий в себя регулятор деления нагрузки, множительное устройство, датчики токов якорей двигателей, датчик тока возбуждения (магнитного потока) двигателя верхнего ролика, регулятор тока возбуждения с ограничением смоделированы элементами PI controller2, Product, Kdtv, Kdtn, Ktv1, PI controller3. Для ограничения по минимальной скорости и минимальному магнитному потоку используются блоки MinMax. Напряжение обмотки возбуждения двигателя нижнего ролика сформировано блоком Uvn. Выходные величины модели — напряжение обмотки якоря Uya, напряжение обмотки возбуждения двигателя верхнего ролика Uvv и напряжения обмотки возбуждения двигателя нижнего ролика Uvn.

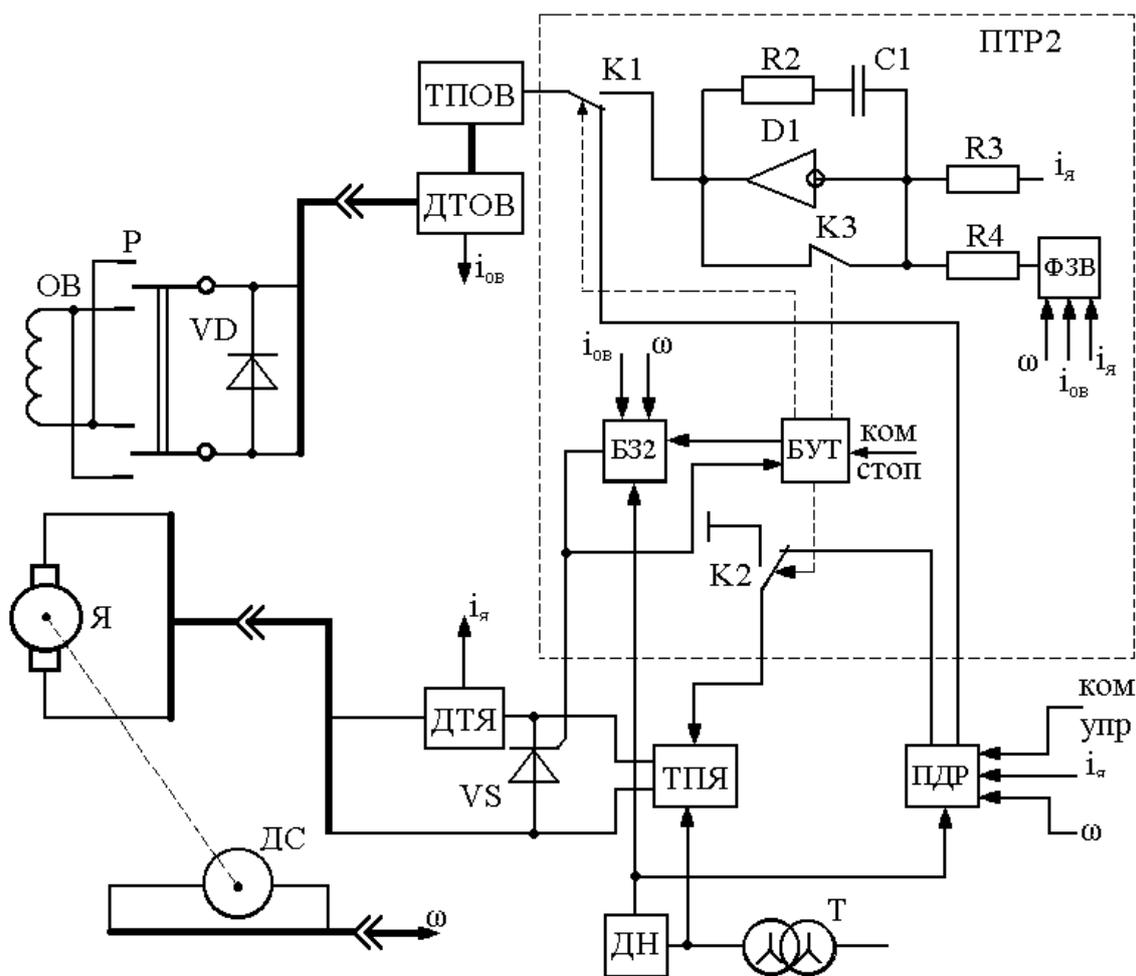


Рис. 1. Техническая реализация подсистемы управляемого торможения электропривода с двигателем независимого возбуждения

В цепи якоря используется тиристорный преобразователь, выполненный по трехфазной, полностью управляемой схеме; в цепи обмотки возбуждения используется двухполупериодный выпрямитель, обеспечивающий маневровую скорость комбайна в режиме ослабления магнитного потока. Реверс электродвигателя осуществляется по цепи обмотки возбуждения. Для реализации режимов аварийного и технологического торможения в силовой схеме дополнительно установлен диод VD, который открывается после отключения электроэнергии и осуществляет разряд электромагнитной энергии, запасенной в контуре обмотки возбуждения, что позволяет осуществить плавное уменьшение магнитного потока, и тиристор VS, закорачивающий цепь якоря.

Информационная часть электропривода состоит из подсистемы тормозного режима ПТР2 и подсистемы двигательного режима ПДР. Подсистема ПДР формирует оптимальные законы управления в двигательном режиме. Измерение параметров электропривода в двигательном режиме осуществляется датчиком скорости ДС и датчиком тока ДТ, сигналы этих же датчиков используются для управления электроприводом в тормозных режимах. Дополнительно для автоматического переключения электропривода в режим аварийного торможения устанавливается дискретный датчик контроля

напряжения на выходе согласующего трансформатора Т.

В аварийной ситуации, сопровождающейся внезапным отключением электроэнергии, датчиком ДН формируется дискретная команда управления, поступающая в блок задержки (БЗ). С приходом команды управления блок задержки БЗ генерирует управляющий импульс на открытие симистора VS с временной задержкой, пропорциональной сигналу, вычисленному в функции параметров тока нагрузки и угловой скорости электродвигателя на момент времени отключения электроэнергии. Блоком БЗ постоянно осуществляется вычисление этого сигнала в двигательном режиме работы электропривода. Данный алгоритм позволяет организовать как индивидуальную работу режима аварийного торможения, так и совместную с режимом технологического торможения.

При наличии электроэнергии, в технологическом режиме, переход электропривода в режим управляемого торможения осуществляется с момента времени поступления на вход блока БУТ команды управления электроприводом «Стоп». После поступления команды «Стоп» блок управления торможением осуществляет разблокирование ПИ-регулятора путем размыкания ключа К3 и переключения управляющего входа тиристорного преобразователя ТПОВ с выхода подсистемы

двигательного режима на выход регулятора технологического торможения путем изменения состояния ключа К1. Посредством ключа К2 управляющий вход тиристорного выпрямителя отключается от подсистемы двигательного режима и шунтируется на землю.

Система автоматического регулирования электропривода выполнена по одноконтурной схеме с отрицательной обратной связью по току якоря. Ограничение тормозного момента, с учётом обеспечения допустимых условий коммутации в коллекторно-щёточном узле, осуществляется формирователем задающего воздействия ФЗВ по алгоритму, изложенному в [2].

В момент времени внезапного отключения электроэнергии с электропривода датчиком ДН формируется дискретная команда управления, поступающая в блок задержки. С приходом команды управления БЗ генерирует управляющий импульс на открытие симистора VS с временной задержкой, пропорциональной сигналу, вычисленному БЗ на момент отключения электроэнергии. Данный алгоритм позволяет организовать как индивидуальную работу режима аварийного торможения, так и совместную с режимом технологического торможения.

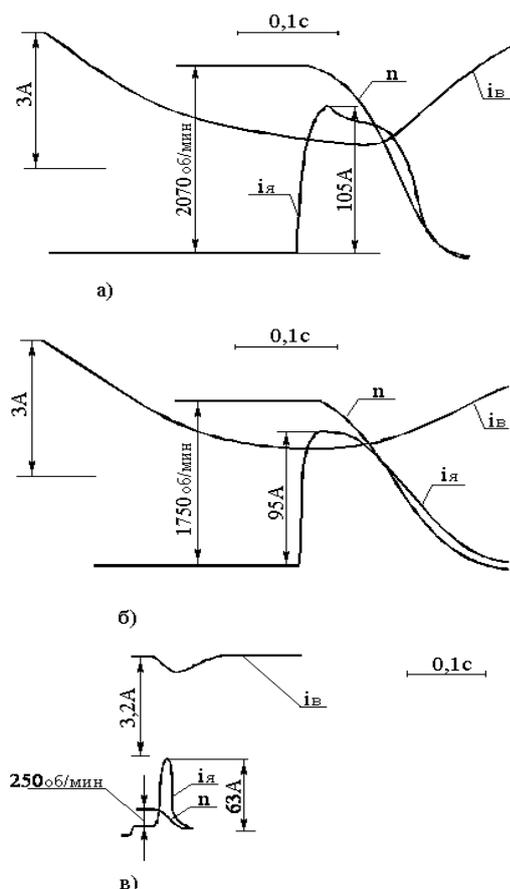


Рис. 2. Переходные процессы электропривода в режиме управляемого торможения

Переход электропривода на режим технологического торможения при наличии электроэнергии осуществляется в момент времени поступления на вход блока БУТ команды управления электроприводом «Стоп». После поступления команды «Стоп» блок управления торможением разблокирует ПИ-регулятор технологического торможения, размыкая ключ К3 и переключая управляющий вход тиристорного преобразователя обмотки возбуждения с выхода подсистемы двигательного режима на выход регулятора технологического торможения через ключ К1.

Экспериментальные исследования электропривода проводились на стенде, содержащем компенсированный электродвигатель 4ПФ132S мощностью 15 кВт. В процессе торможения фиксировались переходные процессы угловой скорости тока якоря и тока возбуждения для различных начальных значений угловой скорости. Характерные осциллограммы представлены на рис. 2. Разработанная система, совмещающая аварийное и технологическое торможение, обеспечивает максимальную интенсивность торможения при ограничении выходных координат (тока якоря, тока обмотки возбуждения, тормозного момента) на уровне максимально допустимых значений, при соблюдении условий коммутации в коллекторно-щёточном узле. Диапазон эффективного торможения по скорости достигает 1:10 от номинальной. Разработанные принципы и технические решения применимы для регулируемых электроприводов конвейеров, грузоподъемных механизмов и экскаваторов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каверин В.В. Экспериментальные исследования электропривода постоянного тока в режиме управляемого динамического торможения // Сб. научн. тр. Караганда: КарГТУ, 2000. С. 115-116.
2. А.С. 1198719 СССР. Устройство для аварийного торможения электропривода постоянного тока / И.В. Брейдо, В.В. Каверин Опубл. 15.08.85., бюл. №46.

УДК 681.516.73:669.09

В.В. ПАХОМОВ
Б.Н. ФЕШИН

Адаптивная система управления толщиной оловянного покрытия жести

Агрегат электролитического лужения (АЭЛ) предназначен для непрерывного нанесения олова на поверхность стальной полосы, движущейся через электролитические ванны. АЭЛ имеет входную подготовительную, технологическую и выходную секции. Назначение входной и выходной секций — обеспечение непрерывности процесса покрытия, подготовка поверхности стальной полосы посредством электрохимической очистки. После нанесения покрытия следует ряд технологических операций, необходимых для повышения качества покрытия (пассивация).

Система автоматического регулирования (САР) должна обеспечить заданную толщину оловянного покрытия (ТП) для различных классов и типов обработанной стальной полосы.

Превышение толщины оловянного покрытия σ приводит к перерасходу олова, а уменьшение σ — к повышению вероятности ухудшения качества пищевых продуктов в консервных банках.

На АЭЛ-1400 используется радиоактивный измеритель толщины покрытия (ИТП) жести, установленный после башенного накопителя в выходной секции. При построении САР толщины покрытия, замкнутой по сигналу ИТП, возникает большое запаздывание, обусловленное временем процесса лужения (движение полосы через ванны) и перемещения полосы до ИТП. В прямом канале регулирования имеется два звена чистого запаздывания — электрохимическая ванна лужения (ЭХВ) и транспортное звено (ТЗ), соответствующее движению полосы до ИТП.

Управление толщиной покрытия АЭЛ осуществляется регулированием суммарного тока лужения ванн. При этом необходимая уставка суммарного тока определяется зависимостью [1]:

$$I = \frac{\alpha \cdot B \cdot v \cdot \delta}{\eta},$$

где $\alpha = 0,1972$ — коэффициент пропорциональности;
 B , мм — ширина полосы;
 v , м/мин — скорость движения полосы;
 δ мкм — толщина покрытия;
 η — коэффициент выхода по току, характеризующий эффективность расхода электрической энергии в данном процессе и равный отношению теоретически возможного, по закону Фарадея, количества олова (или необходимого количества электричества) к фактически выделившемуся количеству вещества

(или экспериментально определенному количеству электричества, проходящего через ванну). Для АЭЛ-1400 η равен 0,95.

Агрегат АЭЛ характеризуется:

- 1) работой со стальной полосой различной ширины, определяемой стандартным рядом;
- 2) возможностью формирования различной требуемой толщины покрытия, соответствующей различным классам покрытия;
- 3) переменной скоростью движения, которая зависит от режима работы агрегата (пуск агрегата и непрерывная работа агрегата).

Из этого следует, что необходимое задающее воздействие тока I_z зависит от трех параметров: ширины полосы; скорости движения полосы; требуемой толщины покрытия. При этом САР толщины покрытия должна учитывать все эти факторы. Ширину полосы и требуемую толщину покрытия можно отнести к разряду начальных параметров САР при установке нового рулона стальной полосы или смене режима толщины покрытия. Скорость движения полосы относится к разряду динамических факторов, влияющих на I_z в течение всего процесса.

Из всего вышесказанного следует, что САР характеризуется параметрической зависимостью задающего воздействия от различных статических и динамических параметров.

В связи с наличием в объекте регулирования звеньев, обладающих существенным запаздыванием, возникает необходимость использования специальных регуляторов, позволяющих эффективно дополнить схему классического ПИД регулятора. Наиболее известным из подобных структур является регулятор Смита [2,3], который обеспечивает эффективное управление объектом с запаздыванием посредством восстановления выходной координаты без запаздывания и компенсации сигнала обратной связи с учетом восстановленной координаты. Для этого используются звенья, моделирующие передаточную функцию объекта и предполагаемое запаздывание объекта. На качество регулирования и устойчивость регулятора значительное влияние оказывает точность оценки времени запаздывания от ЭХВ до ИТП, которое в свою очередь зависит от скорости. Решение задачи оценки запаздывания возможно двумя способами. Первый — модификация измерительного оборудования агрегата таким образом, чтобы обеспечить более детальную информацию об объекте, второй — применение адаптивного регулятора Смита.

Рассмотрим возможность использования второго способа.

Любое изменение структуры САР требует тщательных теоретических исследований, обосновывающих устойчивость САР, точность стабилизации толщины покрытия и возможность технической реализации. В то же время методы математического моделирования и современные средства имитационного моделирования динамических систем (например, Simulink из пакета MATLAB [4]) позволяют проверить предположения и идеи, которые могут улучшить качество работы САР еще до теоретических и экспериментальных исследований. Этот подход использован в настоящей статье и представлен результатами имитационных исследований САР ТП с модифицированным адаптивным регулятором Смита.

На рис. 1 приводится структурная схема САР толщины покрытия, включающая блок формирования параметрического задающего воздействия, ПИД регулятор, модели ЭХВ, звено транспортного запаздывания объекта регулирования (ОР) τ_{OP} , моделируемое транспортное запаздывание τ_M , а также систему адаптации запаздывания.

Моделируемое запаздывание зависит от измеренной скорости и алгоритма адаптации, который

основывается на оценке разницы между моделируемой толщиной покрытия и реально измеренной толщиной покрытия и поправке на этом основании значения параметра τ_M .

Алгоритм работы системы адаптации времени запаздывания модели ЭХВ ОР заключается в следующем:

1) оценка критических точек сигналов моделируемой и измеренной толщины. Обозначим совокупность критических точек сигнала обратной связи ОР через $y_{\max}(n)=y$ при $dy/dt=0$ и $y'_{\max}(n)=y_M$ при $dy_M/dt=0$;

2) на базе сопоставления пары максимумов $y_{\max}(n)$ и $y'_{\max}(n)$ сигналов обратной связи от ОР и модели (один от модели ОР другой от ОР) осуществляется корректирование параметра τ_M по формуле:

$$\tau_M = \tau_M - y_{\max}(n) - y'_{\max}(n).$$

На рис. 2 приводятся сигналы обратной связи системы без адаптации запаздывания с различными постоянными значениями запаздывания объекта и модели. На рисунке отражена зависимость качества регулирования в зависимости от отклонения постоянных запаздывания реального объекта и его модели.

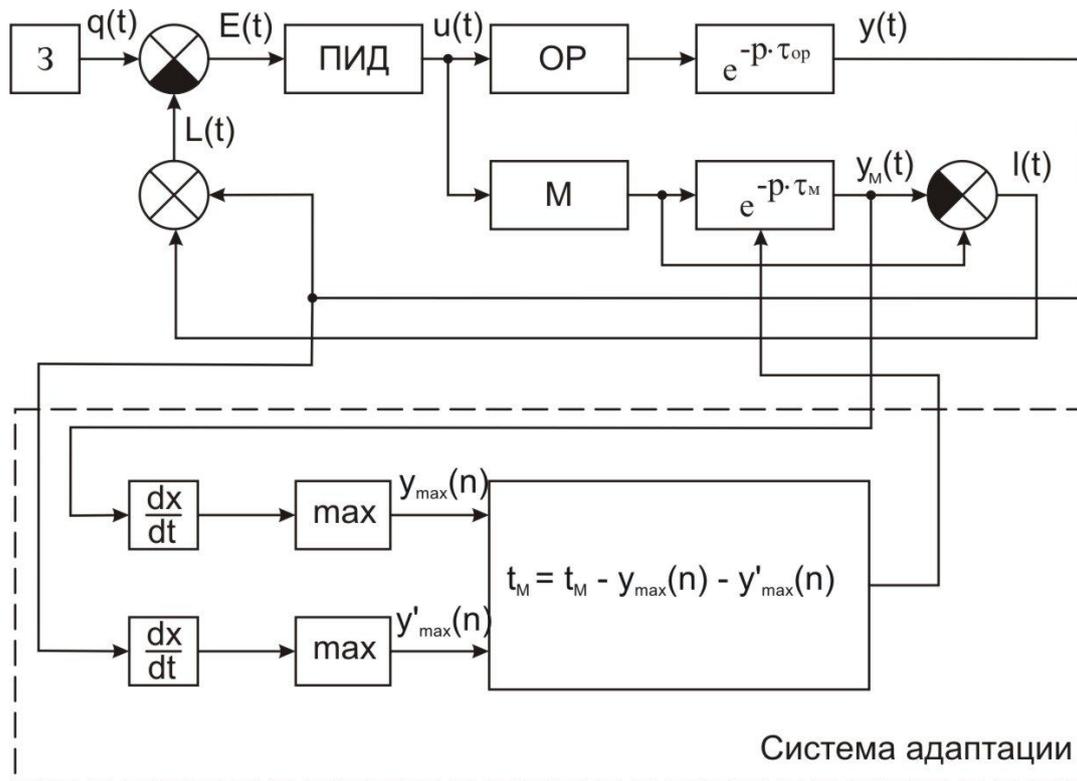


Рис. 1. Структурная схема САР толщины покрытия: ОР — объект регулирования ЭХВ; М — модель ОР

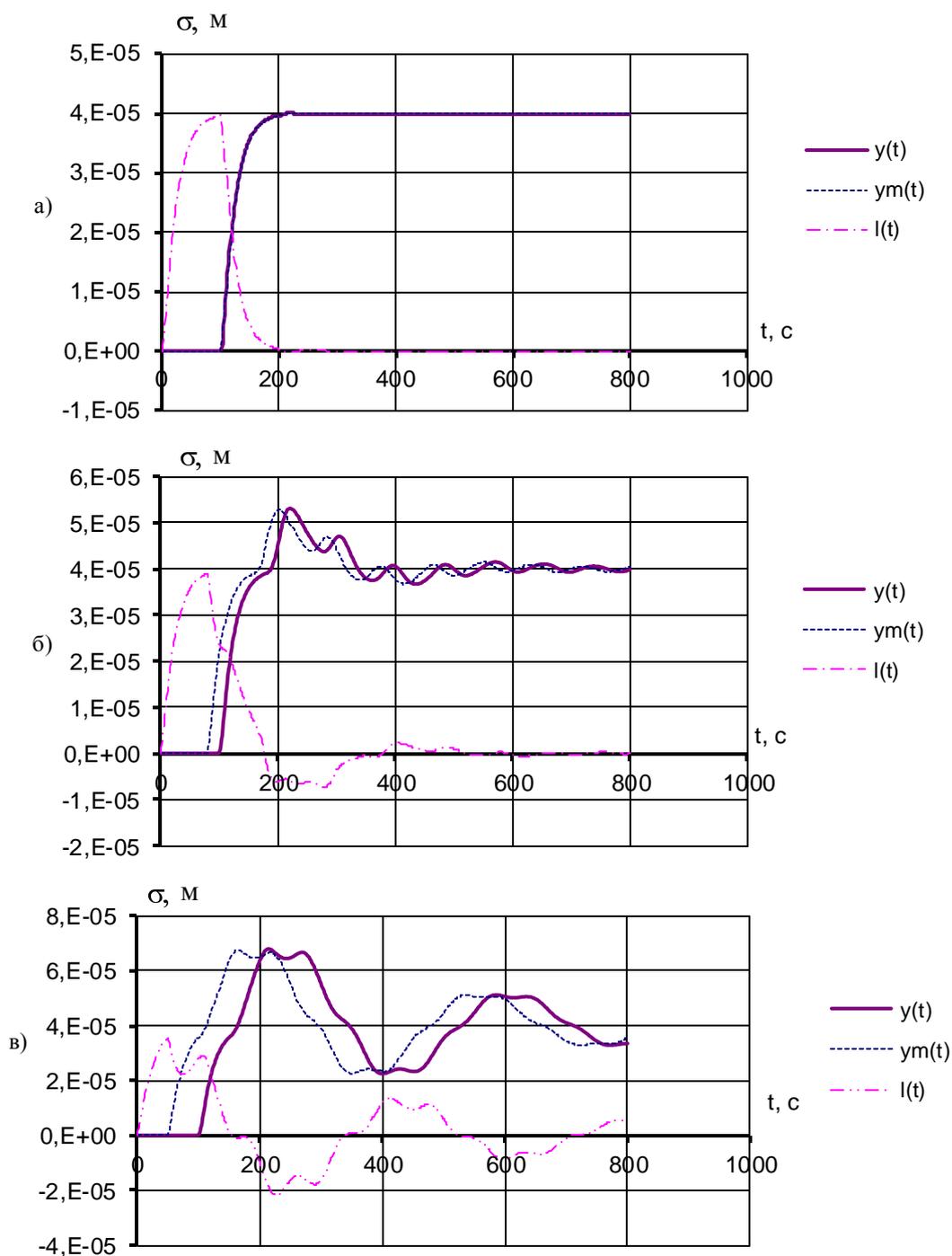


Рис. 2. Зависимость толщины покрытия от времени при различных значениях запаздывания модели ОП в регуляторе Смита: а — запаздывания равны; б — запаздывание модели на 20 % меньше; в — запаздывание модели в 2 раза меньше; σ , м — толщина покрытия; $y(t)$, м — измеренный с ИТП сигнал; $y_m(t)$, м — толщина покрытия, моделируемая регулятором Смита; $l(t)$ — компенсирующий сигнал обратной связи

Для испытания алгоритма адаптации определим диапазон параметрического изменения толщины покрытия.

Время τ_{OP} оценивается по скорости V движения полосы в заданном режиме работы и расстоянии до ИТП S . Для исследования возможностей адаптивного регулятора будем менять параметр τ_{OP} , имитируя процесс изменения запаздывания объекта при изменении режима работы, в диапазоне, определяемом параметрами V и S , по формулам:

$$\tau_{OP} = S(t)/V(t),$$

$$V = \begin{cases} k_v \cdot t, t < 100, \\ 3 + 0.5 \cdot \sin(\omega \cdot t + \varphi), t \geq 100, \end{cases} \text{ [м/с]} \quad (1)$$

$$S = \begin{cases} s_{\min} + k_s \cdot t, t < 300, \\ s_{\min} + s_{A.I. \max}, 300 \leq t \leq 900, \\ s_{\min} + s_{A.I. \max} - k_s \cdot (t - 900), 900 < t \leq 1100, \\ s_{\min} + s_{A.I. \max} - 50, t > 1100. \end{cases} \text{ [м]}$$

В соответствии с принятыми в (1) значениями $V(t)$ и $S(t)$ вычисляем зависимость $\tau_{OP} = f(V(t); S(t))$, которая изображена на рис. 3. Здесь параметры $V(t)$ и $S(t)$

являются заданными функциями от времени, поэтому фактически параметр τ_{OP} также зависит от времени. В параметрах $V(t)$ и $S(t)$ рассматриваются режимы пуска, накопления башенным накопителем запаса стальной полосы, рабочий режим с определенными колебаниями скорости движения полосы, режим компенсации башенным накопителем смены рулона на выходе, режим с постоянным запасом в башенном накопителе.

На рис. 3 приводится переходный процесс с момента пуска системы до момента установления сигнала. При этом в процессе работы запаздывание τ_{OP} изменяется в зависимости от указанных величин.

На рис. 4 приводятся результаты моделирования системы с адаптацией параметра τ_M .

На рис. 5 показан процесс адаптации параметра τ_M под изменения τ_{OP} .

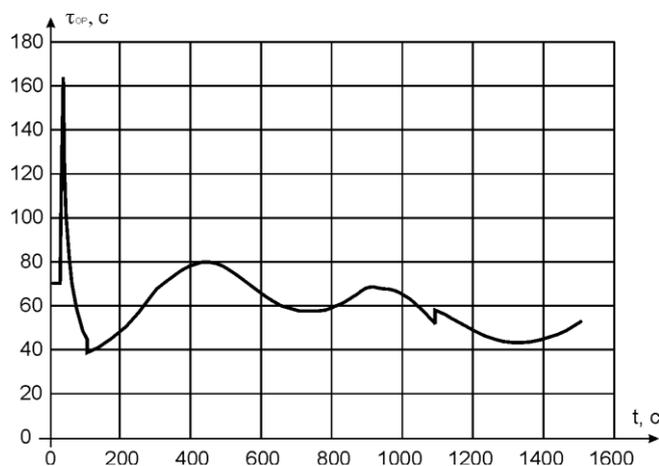


Рис. 3. Функция запаздывания OP от времени

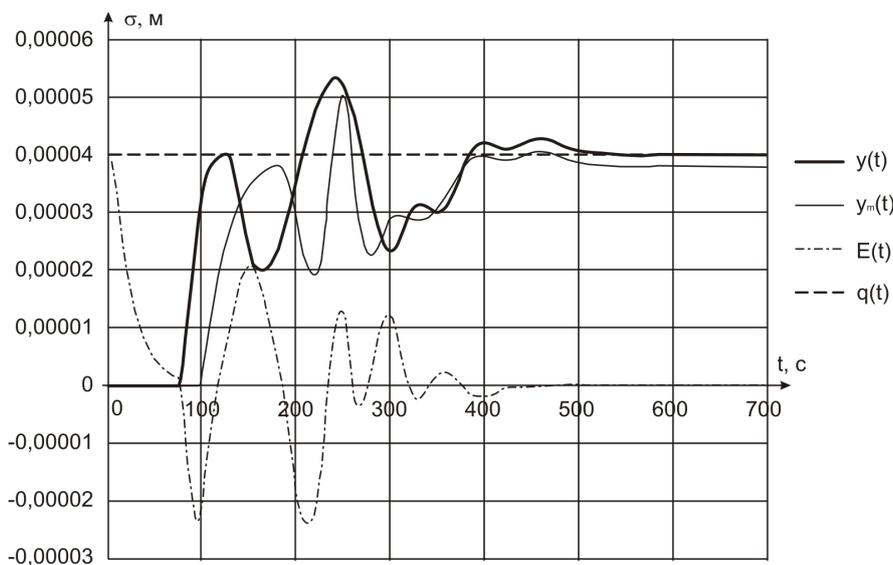


Рис. 4. Переходные процессы при вариации τ_{OP}

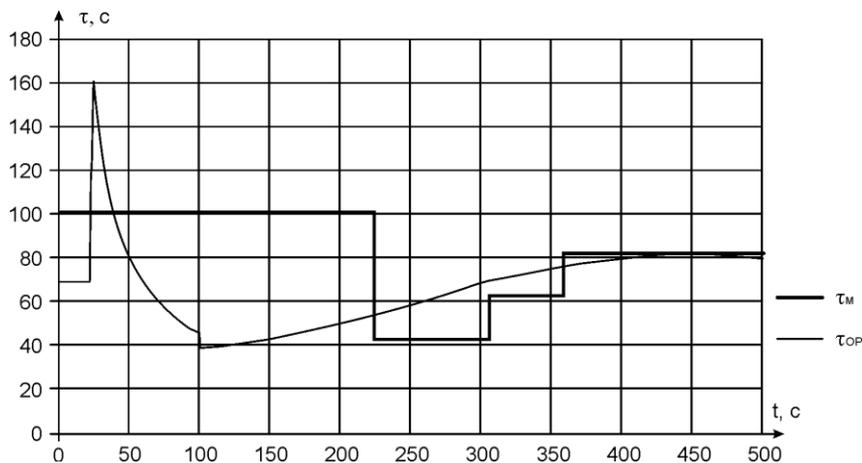


Рис. 5. Процесс адаптации параметра τ_M при вариации τ_{OP}

Очевидно, что в условиях, при которых проводилось моделирование данной системы, алгоритм адаптации эффективно решил проблему несоответствия параметров τ_M и τ_{OP} . Время переходного процесса составило около 550 с. Далее интенсивность влияния запаздывания τ_{OP} значительно уменьшается, т.к. на выходе объекта стабилизируется требуемое значение толщины покрытия. Абстрагируясь от задачи формирования покрытия определенного класса увеличим в 2 раза задающее воздействие в момент времени 700 с. На рис. 6 изображен полученный переходный процесс.

Во всех рассмотренных процессах моделируемый выходной сигнал не содержал характерных производ-

ственных шумов, способных затруднить оценку критических точек сигнала. В случае наличия подобных шумов необходимо осуществить оценку спектральной характеристики шума и установить фильтр. Фильтр внесет дополнительное запаздывание в сигнал обратной связи, определяемое его постоянными времени. Поэтому к моделируемому сигналу также необходимо будет подключить модель использованного фильтра.

Согласно результатам имитационного моделирования применение рассмотренной модификации структуры регулятора Смита способствует стабилизации значения толщины покрытия и повышает устойчивость САР ТП.

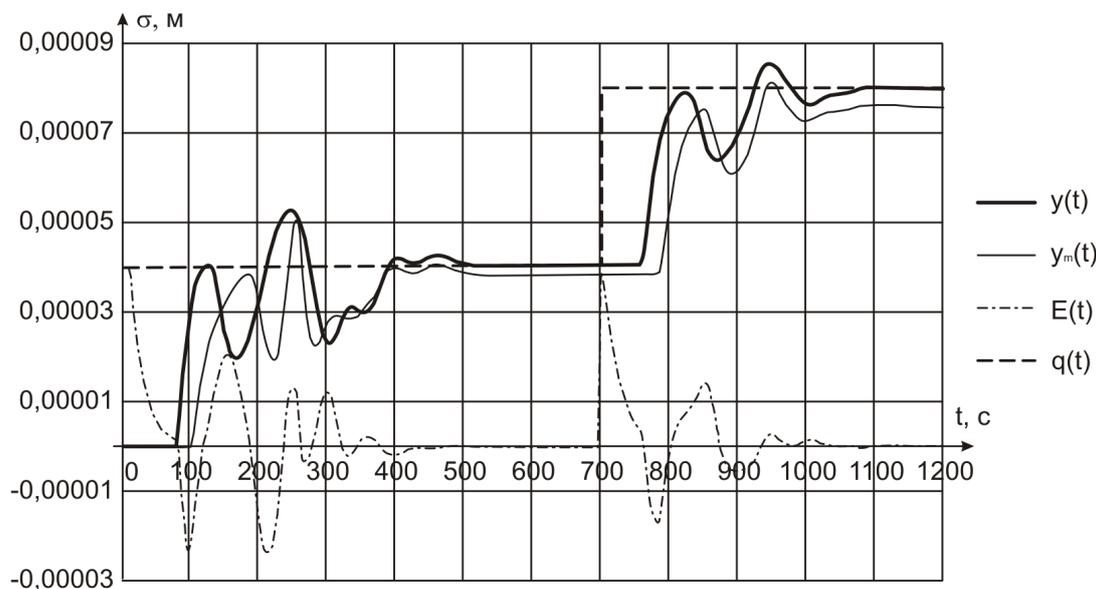


Рис. 6. Переходные процессы при переменном задающем воздействии и вариации τ_{OP}

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кубасов В.Л., Зарецкий С.А. Основы электрохимии. М.: Химия, 1985. 168 с.
2. Гурецкий Х. Анализ и синтез систем управления с запаздыванием. М.: Машиностроение, 1974. 328 с.
3. Смит О.Дж.М. Автоматическое регулирование. М.: Физматгиз, 1962. 848 с.
4. Дьяконов В.П. MATLAB 6/6.1/6.5 + Simulink 4/5 в математике и моделировании. Полное руководство пользователя. М.: СОЛОН-Пресс, 2004. 576 с.

РЕЗЮМЕ

УДК 622.222:519.873. К.К. КУШЕКОВ, Д.В. СОН. **Критерий оптимальности при выборе варианта вскрытия и подготовки запасов, оставленных на верхних горизонтах действующих шахт.** Приводится критерий оптимальности при выборе варианта вскрытия и подготовки запасов, оставленных на верхних горизонтах действующих шахт.

УДК 622.023.23. О. САБДЕНБЕКҰЛЫ, А.К. ҚОЖАС, Ж.Б. ТОБАҒАБҰЛОВА, А.Ж. ШАЛАБАЕВ. **Определение коэффициента бокового распора в условиях предельного напряженного состояния.** Приведен расчетно-графический метод определения коэффициента бокового распора в областях сжимающих и растягивающих напряжений.

УДК 628.543.614. А.А. ЖАНБАТЫРОВ. **Исследование уровня загрязненности почвы на территории рудника Ушкатын-III.** Приведены результаты исследования источников загрязнения почвы на территории рудника Ушкатын-III с определением конкретных концентраций химических элементов и соединений, их соотношение предельно допустимым нормам.

УДК 622.838. Ф.Г. МАГАВЬЯНОВА, А.И. АНАНИН, А.А. ДИППЕЛЬ. **Оценка процессов сдвига земной поверхности на Орловском руднике.** Приведены результаты наблюдений за сдвижением земной поверхности на Орловском руднике, отработывающем крутопадающие мощные рудные тела нисходящей слоевой системы разработки с полной закладкой выработанного пространства. Установлено, что деформационные процессы на поверхности продолжают развиваться при глубине горных работ свыше 600 м.

УДК 622.271. С.Г. ОЖИГИН, О.Г. БЕСИМБАЕВА, С.Б. ОЖИГИНА, Д.В. МОЗЕР. **Мероприятия по укреплению транспортной бермы в трещиноватых скальных породах на карьере.** На основе наблюдений за состоянием транспортной бермы спрогнозирована механизм деформирования откоса уступа. Проведенный горно-геометрический анализ условий формирования призмы возможного обрушения позволил установить параметры деформирования откоса. Для обеспечения устойчивости и транспортной бермы выполнен расчет и предложена технология укрепления опасного участка железобетонными сваями.

УДК 622.284(574.32). С.Н. ЛИС, А.Е. МАГЗУМОВ. **Применение активной анкерной крепи на рудниках Жезказганского месторождения.** Рассмотрены вопросы использования напрягающих составов на минеральной основе на рудниках Жезказганского месторождения для закрепления штанг в очистных выработках в целях обеспечения безопасности ведения горных работ.

УДК 622.274:555,319. Б.Т. БЕРҚАЛИЕВ, Б.Ж. ХАМИМОЛДА, Т.Д. МАЛЧЕНКО. **Экспериментальные исследования технологии сплошной выемки маломощных рудных тел.** Для отработки маломощных рудных тел разработана технологическая схема сплошной выемки с применением машин с монорельсовым перемещением. С целью

ЭОЖ 622.222:519.873. К.К. КУШЕКОВ, Д.В. СОН. **Жұмыс істейтін шахталардың жоғарғы деңгейіктерінде қалдырылған қорларды ашу және дайындау нұсқаларын таңдау кезіндегі оңтайлылық критерийлері.** Жұмыс істейтін шахталардың жоғарғы деңгейіктерінде қалдырылған қорларды ашу және дайындау нұсқаларын таңдау кезіндегі оңтайлылық критерийлері келтіріледі.

ЭОЖ 622.023.23. О. СӘБДЕНБЕКҰЛЫ, А.К. ҚОЖАС, Ж.Б. ТОБАҒАБҰЛОВА, А.Ж. ШАЛАБАЕВ. **Шектеулі кернеуленген күй жағдайларында бүйірлік керме коэффициентін анықтау.** Қысылу және созылу кернеулері облыстарында бүйірлік керме коэффициентін анықтаудың есептік-графикалық әдісі келтірілген.

ЭОЖ 628.543.614. А.А. ЖАНБАТЫРОВ. **Үшқатын-III кенішінің территориясында топырақтың ластанғандығы деңгейін зерттеу.** Химиялық элементтер мен қосылыстардың нақты концентрацияларын анықтау арқылы Үшқатын-III кенішінің территориясында топырақтың ластану көздерін зерттеу нәтижелері, олардың шектеулі-рұқсат етілетін нормаларға сәйкестігі келтірілген.

ЭОЖ 622.838. Ф.Г. МАГАВЬЯНОВА, А.И. АНАНИН, А.А. ДИППЕЛЬ. **Орлов кенішіндегі жер бетінің жылжу процестерін бағалау.** Қазым кеңістікті толық толтырмалау арқылы тікқұлайтын қуатты руда денелерін қазудың бәсеңдейтін қабаттық жүйесімен қазымдайтын, Орлов кенішіндегі жер бетінің жылжуын бақылау нәтижелері келтірілген. Үстіңгі беттегі деформациялық процестердің тау-кен жұмыстарының 600 м жоғары тереңдігінде дамуын жалғырыстыратыны анықталған.

ЭОЖ 622.271. С.Г. ОЖИГИН, О.Г. БЕСИМБАЕВА, С.Б. ОЖИГИНА, Д.В. МОЗЕР. **Карьерлердегі жарықшақты қатты жыныстарда тасы малдағыш берманы бекіту бойынша шарлағар.** Тасымалдағыш берманың жағдайын бақылау негізінде кертпеш қиябетін деформациялау механизмі болжанған. Болуы мүмкін құлату призмасын қалыптастыру шарттарына жүргізілген тау-кен-геометриялық талдау қиябетті деформациялау параметрлерін анықтауға мүмкіндік берді. Тасымалдағыш берманың орнықтылығын қамтамасыз ету үшін есептеу орындалған және қауіпті учаскені темірбетон қадалармен бекіту технологиясы ұсынылған.

ЭОЖ 622.284(574.32). С.Н. ЛИС, А.Е. МАГЗУМОВ. **Жезқазған кен орындары кеніштерінде активті анкерлік бекітпені қолдану.** Тау-кен жұмыстарын жүргізу қауіпсіздігін қамтамасыз ету мақсатында тазарту қазбаларында қарнақтарды бекіту үшін Жезқазған кен орындары кеніштерінде минералды негіздегі кернеулеуші құрамдарды пайдалану мәселелері қарастырылған.

ЭОЖ 622.274:555,319. Б.Т. БЕРҚАЛИЕВ, Б.Ж. ХАМИМОЛДА, Т.Д. МАЛЧЕНКО. **Аз қуатты руда денелерін тұтас алу технологиясын эксперименттік зерттеу.** Аз қуатты руда денелерін қазымдау үшін дара рельстік орын ауыстыратын машиналарды қолдану арқылы тұтас алудың технологиялық сұлбасы әзірленген. Жұмыс істейтін кеніш жағдайларында ұсынылатын технологияны

UDC 622.222:519.873. K.K. KUSHEKOV, D.V. SON. **Criterion of Optimality in Choosing Variant of Stripping and Developing Stocks Left in Upper Levels of Operating Mines.**

The criterion of optimality in choosing a variant of stripping and developing the stocks left in the upper levels of operating mines is given.

UDC 622.023.23. O. SABDENBEKULY, A.K. KOZHAS, ZH.B. TOBAGABULOVA, A.ZH. SHALABA YEV. **Determining Side Outward Thrust Coefficient in Conditions of Limit Stressed States.**

A calculating graphical method of determining the side outward thrust coefficient in the areas of contraction and tension stresses has been given.

UDC 628.543.614. A.A. ZHANBATYROV. **Investigating Soil Pollution Level on Territory of Ushkatyn-III Ore Mine.**

The results of investigating sources of polluting the soils on the territory of Ushkatyn-III ore mine have been given with determining specific concentrations of chemical elements and compounds, their correspondence to the limit allowed standards.

UDC 622.838. F.G. MAGAVYANOVA, A.I. ANANNYN, A.A. DYPPEL. **Estimating Processes of Earth's Surface Displacement in Orlovsk Ore Mine.**

The results of observing the earth's surface displacement in Orlovsk ore mine have been given. The mine develops steep thick ore bodies by a descending layer system of mining with full goaf stowing. It has been stated that deformation processes on the surface continue to develop at the depth of mining operations below 600 m.

UDC 622.271. S.G. OZHIGIN, O.G. BESYMBAYEVA, S.B. OZHIGINA, D.V. MOZER. **Measures of Strengthening Haulage Berm in Jointing Rocks of Quarries.**

The mechanism of a bench slope deformation has been forecast on the basis of observations of the haulage berm state. The carried-out mining-and-geometrical analysis of the conditions of forming a possible caving prism allowed to state the parameters of the slope deformation. To provide the stability of the haulage berm the calculation has been done and the technology of strengthening a dangerous section with reinforced concrete piles has been suggested.

UDC 622.284(574.32). S.N. LYS, A.E. MAGZUMOV. **Applying Active Roof Bolting in Ore Mines of Dzhekazgan Deposit.**

The problems of using stressing compositions on the mineral basis in the ore mines of the Dzhekazgan deposit to grapple rods in stopes to provide safe mining operations have been considered.

UDC 622.274:555,319. B.T. BERKALIYEV, B.ZH. KHAMIMOLDA, T.D. MALCHENKO. **Experimental Investigations of Technology of Continuous Mining of Thin Ore Bodies.**

A technological scheme of a continuous mining using monorail moving machines has been developed to mine thin ore bodies. To test the recommended technology in the conditions of

проверки рекомендуемой технологии в условиях действующего рудника были проведены экспериментальные исследования, которые позволили установить оптимальные параметры производственных процессов и систему разработки.

УДК 622.86:622.26.004.5. В.С. ХАРЬКОВСКИЙ, В.Ф. ДЕМИН, Н.Н. ТУЛЕПОВ, Т.В. ДЕМИНА. **Создание методики оценки безопасности очистных работ при отработке угольных пластов.**

Приведен новый методический подход к оценке производственного травматизма в высокопроизводительных очистных забоях, работающих по схеме «шахта-лава» или «шахта-пласт» с внедрением в технологическую схему прогрессивных способов выполнения процессов горных работ.

УДК 622.86:622.26.004.5. Т.В. ДЕМИНА. **Концептуальная структура имитационной модели создания системы обеспечения безопасности работ в лавах с высокой сменной нагрузкой.**

Разработанная концептуальная структура имитационной модели создания подсистемы «очистных работ» сформирована на основе реализации автоматизированной экспертной системы выбора элементов технологических схем очистной выемки, программного модуля технолого-математической модели производственных процессов в лавах и результатов комплексной оценки степени влияния факторов, определяющих безопасность горных работ, что позволило установить оптимальные технологические параметры разработки угольных пластов.

УДК 621.746.019. С.С. МАРКАРЯНЦ, А.З. ИСАГУЛОВ, В.Ю. КУЛИКОВ, О.С. СОГРИНА, В.В. ЯКОВЛЕВ. **Виды брака отливок секций радиаторов МС-90.**

Рассмотрены виды брака при литье в оболочковые формы, проведено сравнение видов брака отливок секций радиаторов при получении их литьём в песчано-глинистые и оболочковые формы.

УДК 669.168. А.Х. НУРУМГАЛИЕВ, А.К. ТОРГОВЕЦ, О.В. РОФМАН. **Приоритетные направления развития черной металлургии в регионе.**

Приведен краткий анализ по приоритетным направлениям развития черной металлургии в регионе. Главное внимание уделено поэтапному замещению части высококачественных сырьевых материалов высокотехнологичной экспортной продукцией, внедрению непрерывной разливки стали и востребованности и эффективных комплексных ферросплавов с получением качественных марок стали.

УДК 621.771.014. А.Б. НАЙЗАБЕКОВ, Ж.А. АШКЕЕВ, А.Р. ТОЛЕУОВА, Н.Н. ВОРОБЬЕВА. **Изучение структуры металла при деформировании в равноканальной ступенчатой матрице.**

Исследована плотность дислокаций и распределение линий скольжения в объеме деформированного металла. Дана квалиметрическая оценка качества.

УДК 669.176.019. И.К. ИБРАЕВ. **Исследование механизма обезуглероживания и вторичного окисления при кристаллизации стали в изложнице.**

Приведены результаты исследования механизма обезуглероживания кипящей стали при кристаллизации в изложнице. Предложен способ снижения вторичного окисления и загрязненности стали неметаллическими включениями.

тексеру мақсатымен эксперименттік зерттеулер жүргізілді, олар өндірістік процестердің оңтайлы параметрлерін және қазу жүйелерін анықтауға мүмкіндік берді.

ӨЖ 622.86:622.26.004.5. В.С. ХАРЬКОВСКИЙ, В.Ф. ДЕМИН, Н.Н. ТӨЛЕПОВ, Т.В. ДЕМИНА. **Көмір қабаттарын қазымдау кезінде тазарту жұмыстарының қауіпсіздігін бағалау әдістемесін құру.**

Технологиялық сұлбаға тау-кен жұмыстары процестерін орындаудың прогрессивті тәсілдерін ендіріп, «шахта-лава» немесе «шахта-қабат» сұлбасы бойынша жұмыс істейтін, жоғары өнімді тазарту забойларындағы өндірістік жағрақаттанушылықты бағалауға арналған жаңа әдістемелік амал келтірілген.

ӨЖ 622.86:622.26.004.5. Т.В. ДЕМИНА. **Жоғары ауысымды жүктемесі бар лаваларда жұмыс қауіпсіздігін қамтамасыз ету жүйесін жасаудың имитациялық моделінің тұжырымдамалық құрылымы.**

«Тазарту жұмыстарының» ішкі жүйесін жасаудың имитациялық моделінің әзірленген тұжырымдамалық құрылымы тазартып алудың технологиялық сұлбаларының элементтерін таңдаудың автоматтандырылған сараптық жүйесін, лавадағы өндірістік процестердің технолого-математикалық моделінің программалық модулін және тау-кен жұмыстарының қауіпсіздігін анықтайтын факторлардың әсер ету дәрежесін кешенді бағалау нәтижелерін іске асыру негізінде қалыптастырылған, бұл көмір қабаттарын қазудың оңтайлы технологиялық параметрлерін анықтауға мүмкіндік берді.

ӨЖ 621.746.019. С.С. МАРКАРЯНЦ, А.З. ИСАГУЛОВ, В.Ю. КУЛИКОВ, О.С. СОГРИНА, В.В. ЯКОВЛЕВ. **МС-90 радиаторлары секцияларын құю ақауларының түрлері.**

Қабықшалы қалыптарға құю кезіндегі ақау түрлері зерттелген, оларды құнды-сазды және қабықшалы қалыптарға құйып алу кезінде радиаторлар секцияларын құю ақауларының түрлерін салыстыру келтірілген.

ӨЖ 669.168. А.Х. НУРУМГАЛИЕВ, А.К. ТОРГОВЕЦ, О.В. РОФМАН. **Аймақтағы қара металлургияны дамытудың басым бағыттары.**

Аймақтағы қара металлургияны дамытудың басым бағыттары бойынша қысқаша талдау келтірілген. Жоғары сортты шикізат материалдарының бір бөлігін жоғары технологиялы экспорттық өніммен кезек бойынша айырбастауға, болатты үздіксіз құюды ендіруге және болаттың сапалы маркаларының алынуымен тиімді кешенді ферроқорытпаларға сұраныс болуына басты назар аударылған.

ӨЖ 621.771.014. А.Б. НАЙЗАБЕКОВ, Ж.А. АШКЕЕВ, А.Р. ТОЛЕУОВА, Н.Н. ВОРОБЬЕВА. **Тең арналы сатылы матрицада деформациялануы кезінде металдың құрылымын зерделеу.**

Деформацияланған металл көлемінде сырғанау сызықтарын үлестіру және дислокациялар тығыздығы зерттелген. Сапаның квалиметриялық бағасы берілген.

ӨЖ 669.176.019. И.К. ИБРАЕВ. **Болаттың құйма қалыпта кристалдануы кезінде көміртексіздену және екінші реттік тотығу механизмін зерттеу.**

Қайнап жатқан болаттың құйма қалыпта кристалдануы кезінде көміртөксіздену механизмін зерттеу нәтижелері келтірілген. Болаттың металл емес қосындылармен екінші реттік тотығуы мен ластануын төмендету тәсілі ұсынылған.

an operating ore mine the experimental investigations have been carried out, which allowed to state the optimal parameters of the production processes and systems of mining.

UDC 622.86:622.26.004.5. V.S. KHARKOVSKY, V.F. DYEMIN, N.N. TULEPOV, T.V. DYEMINA. **Developing Methods of Estimating Safety of Stopping Operations in Mining Coal Seams.**

A new methodical approach has been given to estimate the production occurrence of accidents in highly productive stopping faces operating according to the scheme of «a mine – a long-wall face», or «a mine – a seam» with introducing progressive methods of fulfilling processes of mining operations into the technological scheme.

UDC 622.86:622.26.004.5. T.V. DYEMINA. **Conceptual Structure of Simulation Model of Producing System of Providing Safety of Operations in Long-Wall Faces Having High Shift Load.**

The developed conceptual structure of a simulation model of producing a subsystem of «stopping operations» is formed on the basis of realizing an automated expert system of selecting the elements of technological schemes of stopping mining, a programme module of a technological-and-mathematical model of production processes in a long-wall face and the results of a complex estimation of the degree of influencing factors determining the safety of mining operations which allowed to state the optimal technological parameters of mining coal seams.

UDC 621.746.019. S.S. MARKARYANTS, A.Z. ISAGULOV, V.YU. KULIKOV, O.S. SOGRINA, V.V. YAKOVLEV. **Types of Spoilage of Castings of Radiator MS-90 Sections.**

The types of spoilage in casting into shell moulds have been considered; the comparison of spoilage types of castings of radiator sections in producing them by casting into sand-loam and shell moulds have been carried out.

UDC 669.168. A.KH. NURUMGALIEV, A.K. TORGOVETS, O.V. ROFMAN. **Priority Trends in Non-Ferrous Metallurgy Development in Region.**

A brief analysis of the priority trends in developing the non-ferrous metallurgy in the region has been given. The main attention has been given to the stage-by-stage replacement of a part of high-quality raw materials for high-technological export products, the introduction of continuous steel casting and the requirement of effective complex ferroalloys with obtaining qualitative steel brands.

UDC 621.771.014. A.B. NAYZABEKOV, ZH.A. ASHKYEYEV, A.R. TOLEUOVA, N.N. VOROBYEVA. **Studying Metal Structures in Deforming in Equichannel Stage Matrix.**

The density of dislocations and distribution of slip lines in the volume of the deformed metal has been studied. The qualimetric quality estimate has been given.

UDC 669.176.019. I.K. IBRAYEV. **Investigating the Mechanism of Decarburization and Secondary Oxidation in Crystallizing Steel in Ingot Mould.**

The results of investigating the mechanism of the boiling steel decarburization in crystallizing in an ingot mould have been given. The method of reducing the secondary oxidation and the steel contamination with non-metallic inclusions has been suggested.

УДК 621.771.014. А.Б. НАЙЗАБЕКОВ, А.А. КУЛЖАБАЕВА, С.А. КЫЙНЕКЕН. **Анализ микроструктуры стальных образцов, откованных в специальных бойках.**

Показана микроструктура деформации металла в специальных бойках и определено влияние на качество металла изменения угла наклона бойка.

УДК 678.046.3. А.Н. ИМАНОВ, И.Ж. ИЗБАСАРОВА, А.З. ИСАГУЛОВ. **Исследование релаксации напряжений термопластичных композиций, содержащих дисперсно-волоконный наполнитель.**

Приведены исследования наполненных композиционных материалов, предназначенных для производства строительных изделий и деталей, с длительно действующими на них нагрузками, их модификация, проанализировано время релаксации.

УДК 624.074.43. С.К. ЕЛЬМУРАТОВ, Н.Т. ЖАДРАСИНОВ. **Численное исследование тонких пологих оболочек методом криволинейных сеток.**

О дальнейшем развитии новой численной схемы — метода криволинейных сеток, обладающей повышенной скоростью сходимости решения за счет исключения отрицательного эффекта жестких смещений, имеющего место при использовании многих численных методов.

УДК 666.972.162:678.046.36. К.А. АБДРАХМАНОВА, Е.Е. ОРАЗАЛЫ, А.Н. ИМАНОВ, Б.Ж. УНАЙБАЕВ. **Технология изготовления и свойства модифицированных бетонов для фундаментов в вытрамбованных котлованах и пробитых скважинах.**

Приведены результаты исследований физико-механических и технологических свойств в модифицированных олигомер-полимерными добавками бетонов для устройства фундаментов в вытрамбованных котлованах и пробитых скважинах на территории, сложивших агрессивными засоленными грунтами.

УДК 625.1. С.К. МАЛЫБАЕВ, А.С. СЕРИКБАЕВА. **Оценка скреплений бесстыкового рельсового пути на Карагандинской дистанции АО НК КТЖ.**

Рассмотрено несколько видов скрепления железнодорожных рельсов, дана оценка их работоспособности и надежности, а также приведены рекомендации по применению скреплений для Карагандинского региона.

УДК 624.131. А.А. ЖАКУЛИН. **Особенности проектирования оснований и фундаментов под резервуары.**

Об особенностях проектирования оснований, о методах и способах устройства фундаментов под резервуары на слабых водонасыщенных глинистых грунтах в Республике Казахстан и за рубежом.

УДК 004.896. А.М. НУРГУЖИНА. **Интеллектуальный анализ данных.**

Рассматривается новая тенденция в области обработки данных — интеллектуальный анализ данных. Рассмотрены задачи и методы анализа данных, такие как задачи прогнозирования, классификации, распознавания образов, сегментации баз данных, извлечения из данных «скрытых» знаний, интерпретации данных, установления ассоциаций в базе данных и др.

УДК 004.056.5. С.А. САФИУЛИНА, К.Т. АЗАМатов, Е.М. САПАРГАЛИЕВ. **Современное направление теории**

ЭОЖ 621.771.014. А.Б. НАЙЗАБЕКОВ, А.А. ҚҰЛЖАБАЕВА, С.А. ҚЫЙНЕКЕН. **Арнайы соққыштарда соғылған, болат үлгілердің микроқұрылымын талдау.**

Металдың арнайы соққыштардағы деформациясының микроқұрылымы көрсетілген және соққыштың көлбеу бұрышы өзгеруінің металдың сапасына әсер етуі анықталған.

ЭОЖ 678.046.3. А.Н. ИМАНОВ, И.Ж. ИЗБАСАРОВА, А.З. ИСАГУЛОВ. **Дисперсиялы-талшықты толтырғышы бар термопластикалық композициялар кернеулерінің релаксациясын зерттеу.**

Оларға ұзақ әсер ететін жүктемелері бар құрылыс бұйымдары мен тетіктерін өндіру үшін тағайындалған, толтырылған композициялық материалдарды зерттеу, олардың жаңартылуы келтірілген, релаксация уақыты талданған.

ЭОЖ 624.074.43. С.К. ЕЛМҰРАТОВ, Н.Т. ЖАДРАСИНОВ. **Жұқа көлбеу қабықшаларды қисық сызықты торлар әдісімен сандық зерттеу.**

Жаңа сандық құралы — көптеген сандық әдістерді пайдалану кезінде орын алатын, қатты ығысудың теріс әсерін болдырмау есебінен шешімнің үйлесуінің жоғары жылдамдығын иеленетін, қисық сызықты торлар әдісін әрі қарай дамыту туралы.

ЭОЖ 666.972.162:678.046.36. Қ.А. АБДРАХМАНОВА, Е.Е. ОРАЗАЛЫ, А.Н. ИМАНОВ, Б.Ж. УНАЙБАЕВ. **Нығыздалған қазаншұңқырлар және тесілген ұңғымалардағы іргетастарға арналған түрлендірілген бетондарды жасау технологиясы және олардың қасиеттері.**

Жемірлі тұзды топырақтардан құралған территориялардағы нығыздалған қазаншұңқырлар мен тесілген ұңғымалардағы іргетастар құрылысына арналған олигомер-полимер қоспалармен түрлендірілген бетондардың физико-механикалық және технологиялық қасиеттерін зерттеу нәтижелері келтірілген.

ЭОЖ 625.1. С.К. МАЛЫБАЕВ, А.С. СЕРИКБАЕВА. **ҚТЖ ҰҚ АҚ қарағандылық аралығында түйіспесіз рельстік жолдың бекітілуін бағалау.**

Теміржол рельстерін бекітудің бірнеше түрлері қарастырылған, олардың жұмысқа қабілеттілігі мен сенімділігіне баға берілген, сондай-ақ Қарағанды аймағы үшін бекітпелерді қолдану бойынша ұсыныстар келтірілген.

ЭОЖ 624.131. А.А. ЖАКУЛИН. **Резервуарлардың астына негіздер мен іргетастарды жобалау ерекшеліктері.**

Негіздерді жобалау ерекшеліктері туралы, Қазақстан Республикасындағы және шет елдері сумен қаныққан балшықты әлсіз грунттардағы резервуарлардың астына салынатын іргетастар құрылысының әдістері мен тәсілдері туралы.

ЭОЖ 004.896. А.М. НУРГУЖИНА. **Деректерді интеллектуалды талдау.**

Деректерді өңдеу облысындағы жаңа даму бағыты — деректерді интеллектуалды талдау қарастырылады. Бейнелерді болжау, жіктеу, тану, деректер базаларын сегменттеу, деректерден «жасырын» білім алу, деректерді пайымдау, деректер базасында қауымдастықтар орнату және т.б. міндеттер мен әдістері деректерді талдау міндеттері қарастырылған.

ЭОЖ 004.056.5. С.А. САФИУЛИНА, К.Т. АЗАМатов, Е.М. САПАРГАЛИЕВ. **Нарықтық экономикадағы ақпараттық қауіпсіздік теориясы**

UDC 621.771.014. A.B. NAYZABEKOV, A.A. KULZHABAYEVA, S.A. KIYNEKEN. **A analysis of Microstructure of Steel Specimens Forged in Special Die Blocks.**

The microstructure of the metal deformation in special die blocks has been shown, and the influence of the die block slope change on the metal quality has been determined.

UDC 678.046.3. A.N. IMANOV, I.ZH. IZBASAROVA, A.Z. ISAGULOV. **Investigating Stress Relaxation of Thermoplastic Compositions Containing Dispersive Fibrous Fillers.**

The investigations of filled composite materials designed for producing construction articles and elements subjected to loads for a long time and their modifications have been given; the time of relaxation has been analysed.

UDC 624.074.43. S.K. YELMURATOV, N.T. ZHADRASINOV. **Numerical Investigation of Thin Flat Shells with Method of Curved Meshes.**

The article deals with the further development of a new numerical scheme, the method of curved meshes, possessing the increased rate of convergence of solutions at the expense of eliminating the negative effect of hard displacements which takes place in using a lot of numerical methods.

UDC 666.972.162:678.046.36. K.A. ABDRAKHMANOVA, E.E. ORAZALY, A.N. IMANOV, B.ZH. UNAYBAYEV. **Technology of Producing and Properties of Modified Concretes for Foundations in Compacted Foundation Pits and Drilled Holes.**

The results of investigations of physical-and-mechanical and technological properties of concretes modified with oligomer-polymer admixtures to form foundations in compacted foundation pits and drilled holes on the territories made of corrosive salinized grounds have been given.

UDC 625.1. S.K. MALYBAYEV, A.S. SERIKBAYEVA. **Estimating Endless Railway Joints on Karaganda Division of JSV NK KTZh.**

Some types of railway joints have been considered, the estimate of their serviceability and reliability has been given, and the recommendations of using joints for the Karaganda region have been given as well.

UDC 624.131. A.A. ZHAKULIN. **Peculiarities of Designing Bases and Foundations for Reservoirs.**

The article concerns the peculiarities of designing bases, methods and ways of organizing foundations for reservoirs in soft water-saturated clay grounds in the Republic of Kazakhstan and abroad.

UDC 004.896. A.M. NURGUZHINA. **Intellectual Data Analysis.**

A new trend in the field of data processing, an intellectual data analysis, is considered. Data analysis problems and methods such as prediction problems, problems of classification, patterns recognition, data base segmentation, extraction of «concealed» knowledge from data, data interpretation, establishment of associations in the data base, etc. have been considered.

UDC 004.056.5. S.A. SAFIULINA, K.T. AZAMATOV, E.M. SAPARGALIEV. **Modern Trend of Information Safety Theory in**

информационной безопасности в рыночной экономике.

Об информационной безопасности, включающей в себя меры по защите процессов создания данных, их обработки, ввода и вывода.

UDK 330.342(574). Л.П. СТЕБЛЯКОВА. Закономерности развития экономики и отдельных отраслей.

Рассмотрены неэволюционные и эволюционные теории хозяйственного развития, современные концепции развития экономики, закономерности экономического развития Казахстана сквозь призму представленных теорий.

UDK 662.818/622.012.2(574.31). Т.Ю. ДУДЕНКО. Об эффективном решении проблемы зооотходов на шахте им. В.И. Ленина.

О перспективах открытия шлакоблочного цеха, устраняющего неблагоприятные воздействия на природную среду и приносящего экологический и экономический эффект.

UDK 331.5.024.5. М.А. ГЕРШМАН, Л.И. КОЛЕСНИКОВА. Некоторые проблемы занятости и регулирования рынка труда.

Рассматриваются современные проблемы рынка труда в Республике Казахстан, взаимозависимости и макроэкономических показателей с тенденциями занятости населения. Определяются некоторые направления по формированию цивилизованных трудовых отношений, росту занятости.

UDK 622.41:681.5. Л.А. АВДЕЕВ, В.Н. ШАТОХИН, Д.С. ТАРАСЕНКО. Автоматическое распознавание подземных эндогенных пожаров на ранней стадии.

Автоматизированная система распознавания на ранней стадии подземных пожаров повышает эффективность непрерывного автоматического контроля за ранними признаками самонагревания угля за счет оперативности и большего объема информации о содержании индикаторных газов и динамике их изменения.

UDK 62-501.72. Г.А. СИВЯКОВА. Имитационная модель системы автоматического регулирования тянущих механизмов.

Рассмотрены вопросы построения имитационной модели системы автоматического регулирования электропривода тянущего механизма S-образной конструкции. Приведено описание основных блоков модели.

UDK 621.314:622.647.1. И.В. БРЕЙДО, В.В. КАВЕРИН. Управляемое торможение тиристорного электропривода постоянного тока.

Рассмотрены вопросы разработки подсистемы технологического и аварийного торможения, обеспечивающей управляемое торможение в аварийном и технологическом режимах для двухзонного регулируемого электропривода постоянного тока с независимым возбуждением.

UDK 681.516.73:669.09. В.В. ПАХОМОВ, Б.Н. ФЕШИН. Адаптивная система управления толщиной оловянного покрытия жести.

Рассматривается модификация регулятора Смита, позволяющая уменьшить воздействие факторов, влияющих на качество управления толщиной покрытия жести на агрегатах электролитического лужения АЭЛ-1400 корпорации Испат-Кармет.

риясының қазіргі бағыты.

Деректерді құру, оларды өңдеу, енгізу және шығару процестерін қорғау бойынша шаралардан тұратын, ақпараттық қауіпсіздік туралы.

ӘОЖ 330.342(574). Л.П. СТЕБЛЯКОВА. Экономиканың және жеке салалардың даму заңдылықтары.

Шаруашылықты дамытудың эволюциялық емес және эволюциялық теориялары, экономиканы дамытудың қазіргі тұжырымдамалары, Қазақстанның ұсынылған теориялар призмасы арқылы экономикалық даму заңдылықтары.

ӘОЖ 662.818/622.012.2(574.31). Т.Ю. ДУДЕНКО. В.И. Ленин атындағы шахтада алтын қалдықтары проблемасының тиімді шешілуі туралы.

Табиғи ортаға қолайсыз әсер етуді болдырмайтын және экологиялық және экономикалық тиімділік әкелетін, қож-блок цехын ашу перспективалары туралы.

ӘОЖ 331.5.024.5. М.А. ГЕРШМАН, Л.И. КОЛЕСНИКОВА. Жұмыс бастылықтың және еңбек рыногын реттеудің кейбір проблемалары.

Қазақстан Республикасындағы еңбек рыногының қазіргі проблемалары, макроэкономикалық көрсеткіш ердің тұрғындардың жұмыс бастылығының даму бағыттарымен өзара байланыстары қарастырылады. Өркениетті еңбек қатынастарын қалыптастыру, жұмыс бастылықтың есуі бойынша кейбір бағыттар анықталады.

ӘОЖ 622.41:681.5. Л.А. АВДЕЕВ, В.Н. ШАТОХИН, Д.С. ТАРАСЕНКО. Жерастындағы эндогенді өрттерді ерте сатысында автоматтық байқау.

Жерастындағы эндогенді өрттерді ерте сатысында автоматтық байқау, индикаторлық газдардың құрамы туралы ақпараттың шұғылдығы мен үлкен көлемі және олардың өзгеру динамикасы есебінен көмірдің өздігінен қызуының ерте білінетін белгілерін үздіксіз автоматтық бақылаудың тиімділігін арттырады.

ӘОЖ 62-501.72. Г.А. СИВЯКОВА. Созушы механизмдерді автоматтық реттеу жүйесінің имитациялық моделі.

S тәрізді конструкцияның созушы механизмнің электр етегін автоматтық реттеу жүйесінің имитациялық моделін салу мәселелері қарастырылған. Модельдің негізгі блоктарының сипаттамасы келтірілген.

ӘОЖ 621.314:622.647.1. И.В. БРЕЙДО, В.В. КАВЕРИН. Тұрақты тоқты тиристорлық электр жетегінің басқарылуы.

Тәуелсіз қоздырылған екі аймақты реттелетін тұрақты тоқты электр жетегі үшін апаттық және технологиялық режимдерде басқарылып тежелуді қамтамасыз ететін, технологиялық және апаттық тежелудің ішкі жүйелерін әзірлеу мәселелері қарастырылған.

ӘОЖ 681.516.73:669.09. В.В. ПАХОМОВ, Б.Н. ФЕШИН. Қаңылтырдың қалайы жабынының қалыңдығын басқарудың бейімді жүйесі.

Испат-Кармет корпорациясының АЭЛ-1400 электрліттік қалайылау агрегаттарында қаңылтыр жабынының қалыңдығын басқару сапасына әсер ететін факторлардың ықпалын азайтуға мүмкіндік беретін, Смит реттеуішін түрлендіру қарастырылады.

Market Economy.

The article deals with the information safety including the measures of protecting data creation processes, their processing, input and output.

UDC 330.342(574). L.P. STEBLYAKOVA. Mechanism of Developing Economy and Separate Branches.

Non-evolutionary and evolutionary theories of the national economy development, modern concepts of the economy development, the mechanism of the economy development of Kazakhstan through the prism of the existing theories have been considered.

UDC 662.818/622.012.2(574.31). T.YU. DUDENKO. About Effective Solution of A sh Waste Problem in V.I.Lenin Mine.

The article concerns the prospects of opening a slag-block making shop eliminating unfavourable effects on the environment and giving the ecological and economical effect.

UDC 331.5.024.5. M.A. GERSHMAN, L.I. KOLESNIKOVA. Some Problems of Employment and Labour Market Regulation.

Modern problems of the labour market in the Republic of Kazakhstan, interconnections of microeconomic indices with the tendencies of the population employment are considered. Some trends on forming civilized working relations, employment increasing are determined.

UDC 622.41:681.5. L.A. AVDEYEV, V.N. SHATOKHIN, D.S. TARASENKO. Automated Recognition of Underground Endogenic Fires at Early Stage.

The automated system of recognizing underground fires at the early stage increases the effectiveness of the continuous automated monitoring of early signs of spontaneous coal heating at the expense of the effectiveness and a large data volume of the indication gases content and the dynamics of their change.

UDC 62-501.72. G.A. SYVYAKOVA. Simulation Model of System of Automated Control of Haulage Mechanisms.

The problems of constructing a simulation model of a system of automated control of the electric motor drive of a haulage mechanism of S-shaped structure have been considered. The description of the basic model units has been given.

UDC 621.314:622.647.1. I.V. BREYDO, V.V. KAVERIN. Controlled Braking D.C.Thyristor Electric Drive.

The problems of designing a subsystem of a technological and accident braking providing a controlled braking in the accident and technological regimes for a two-zone controlled electric drive of direct current having a separate excitation have been considered.

UDC 681.516.73:669.09. V.V. PAKHOMOV, B.N. FESHIN. Adaptive System of Controlling Thickness of Tin Plate Coating.

A modification of Smith's regulator is considered which allows to decrease the influence of factors effecting the quality of controlling the thickness of tin plate coating on electrolytic tinning stacks of AEL-1400 type of the corporation Ispat-Karmet.

Правила оформления и представления статей

Статья представляется в редакционно-издательский отдел в двух экземплярах. Прилагаются дискета с файлами, направление организации. Приводится аннотация на казахском, русском и английском языках, указывается индекс УДК. Объем статьи не должен превышать 8 страниц машинописного текста. Текст статьи печатается через два интервала (между строками 6 мм) на одной стороне листа форматом 210x297 мм; **поля со всех сторон по 2 см**; страницы нумеруются. На дискете текст необходимо набирать в редакторе Word 97 либо Word 2000 (не ниже) **шрифтом Times New Roman, размер шрифта (кегель) — 14.**

Все буквенные обозначения, приведенные на рисунках, необходимо пояснять в основном или подрисуночном тексте. Нумеровать следует только те формулы и уравнения, на которые есть ссылка в тексте.

Рекомендуется компьютерная графика. Рисунки могут иметь расширения, совместимые с Word 97, Word 2000, т.е. CDR, JPG, PCD, TIF, BMP.

Для рисунков должен применяться шрифт Arial. Размер шрифта (кегель) 14. Рисунки должны быть хорошего качества.

Для таблиц рекомендуется шрифт Times New Roman, размер шрифта (кегель) 14.

Формулы должны быть набраны в формуляторе MathType или Equation.

В статье не должно быть сложных и громоздких формул и уравнений, особенно формульных таблиц, а также промежуточных математических выкладок. Все сокращения и условные обозначения в формулах следует расшифровать, размерности физических величин давать в системе СИ, названия иностранных фирм, их продуктов и приборов – в транскрипции первоисточника с указанием страны.

Список литературы (только органически связанной со статьей) составляется в порядке цитирования и дается в конце статьи. В тексте ссылки на литературу отмечаются порядковыми цифрами в квадратных скобках, а именно [1, 2]. В конце статьи следует указывать название организации, где выполнена работа, контактный телефон, факс и адрес электронной почты. Статья должна быть подписана всеми авторами с указанием ученой степени, служебного и домашнего адресов и телефонов.

Публикация неверно оформленных статей задерживается.

Статья должна носить авторский характер, т.е. принадлежать лично автору или группе авторов, причем количество последних не должно быть более пяти. В одном номере журнала может быть напечатано не более одной статьи одного автора. В исключительных случаях, по решению редакционного совета, может быть опубликовано две статьи одного автора.

Предпочтение отдается статьям, имеющим исследовательский характер и содержащим элементы научной новизны. Рекомендуется аналитические результаты научных исследований подтверждать данными, полученными экспериментальным путем или методами имитационного моделирования.

Статья должна иметь законченный характер, то есть в ней рекомендуется отобразить кратко историю рассматриваемого вопроса, поставить задачу, определить методику ее решения, привести результаты решения задачи, сделать выводы и заключение, привести список литературы. Не допускается использование в статьях фрагментов текста, рисунков или графиков из работ других авторов (или из Internet) без ссылки на них.

УНИВЕРСИТЕТ ЕҢБЕКТЕРІ ТРУДЫ УНИВЕРСИТЕТА
2005. №3. 84 с.

№ 1351-ж тіркеу куәлігін 2000 жылдың 4 шілдесінде Қазақстан Республикасының Мәдениет, ақпарат және қоғамдық келісім министрлігі берген

Регистрационное свидетельство № 1351-ж от 04.07.2000 года выдано Министерством культуры, информации и общественного согласия Республики Казахстан

Әдеби редакторлар — Литературные редакторы

Т.В. Рустемова, Р.С. Искакова, Б.А. Асылбекова

Аудармашылар — Переводчики

А.С. Қордабаева, Л.В. Евдокимова

Компьютерлік ажарлау және беттеу — Компьютерный дизайн и верстка

М.М. Утебаев

Басуға қол қойылды	28.09.2005	Подписано в печать
Пішімі	60×84/8	Формат
Көлемі, б.т.	13,1	Объем, п.л.
Таралымы	500	Тираж
Тапсырыс	3169	Заказ
Индексі	75857	Индекс
Келісімді баға		Цена договорная

Редакцияның мекен-жайы — Адрес редакции

100027, г. Караганда, бульвар Мира, 56. Издательство КарГТУ, тел. 56-20-62

