

УДК 622.271

**Б.Р. Ракишев, С.К. Молдабаев**

## **ФОРМИРОВАНИЕ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ НА ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ**

*Усовершенствован метод горно-геометрического анализа для пологих и наклонных пластовых месторождений и разработан алгоритм автоматизированного его выполнения с оптимизацией календарного плана горных работ для достоверного определения объемов выемки вскрыши в период эксплуатации карьера. На примере разреза «Майкубенский» установлены аналитические зависимости угла наклона рабочего борта от глубины разработки для каждого участка карьерного поля с применением транспортной и комбинированной систем разработки.*

*Ключевые слова: проектирования карьеров, горно-геометрический анализ, горные работы, слача карьера в эксплуатацию.*

**Семинар № 17**

---

**B.R. Rakishev, S.K. Moldabaev**  
**THE FORMING OF THE WORKING  
AREA AT THE LOW-SLOPED AND  
INCLINED COAL DEPOSITS**

*The method of the mining and geometrical analysis of the low-sloped and inclined sheet deposits is improved. The algorithm of its atomized implementation with the optimization of the calendar plan of the mining works for the accurate definition of the volumes of overburden during the exploitation of the open pit is developed. The analytical dependencies of the working bench angle from the mining depth for each of the mining field with the implementation of the transport and combined mining system are defined on the example of the open pit "Maykubenskiy".*

*Key words: open-pit designing, mining and geometrical analysis, mining works, open pit commissioning*

**У** становление закономерностей и зависимостей, необходимых для разработки рекомендаций по совершенствованию методов проектирования карьеров, использование которых повысит достоверность, обоснованность и эффективность проектных решений, не потеряли своей актуальности на современном этапе раз-

вития открытых горных работ. Среди методов проектирования важное место по-прежнему занимают аналитические методы и математическое моделирование. В связи с широким внедрением в практику проектирования карьеров персональных компьютеров многофункционального назначения появились новые возможности дальнейшего развития теории проектирования горных работ. К примеру, динамику движения рабочей зоны в контурах карьерного поля удастся проследить путем решения трехмерных задач с применением методов объемного моделирования и ЭВМ. Решение задач трехмерного моделирования объектов в горном производстве позволяет повысить наглядность принимаемых проектных решений, увеличить оперативность планирования и управления, снизить затраты на проектирование.

В условиях рыночной экономики для обеспечения экономичной и планомерной добычи полезного ископаемого требуется тщательная проектная проработка границ, кондиций, мощности, порядка развития горных

работ, вскрытия и календарного плана. Поэтому по С.Д. Коробову [1] создание научных методов обоснования главных параметров карьера на базе совершенствования горно-геометрического анализа карьерного поля является перспективным направлением в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых. При проведении горно-геометрического анализа методом вариантов целесообразно определять однозначную поверхность, ограничивающую выработанное пространство. Линейный способ преобразования координат в оптимизационных задачах существенно расширяет возможности блочного принципа моделирования карьерного пространства, снижает объем необходимой информации и позволяет более точно отобразить переменные параметры бортов карьера.

Известные методы горно-геометрического анализа в основном решают задачу раскройке месторождения на карьерные поля, выбор участков первоочередной разработки, обоснования порядка их разработки, выбор места заложения пионерных вскрывающих выработок, направления углубки для крутонаклонных и крутых месторождений и направления развития горных работ для пологих и наклонных месторождений.

В настоящее время сложившаяся практика проектирования календарного графика разработки, обоснования и регулирования режима горных работ, устанавливающего зависимость между объемами извлекаемой вскрыши, полезного ископаемого, его качеством и понижением горных работ или перемещением их в плане, а также автоматизированные горно-геометрические расчеты осуществляются в соответствии с принципами, сформулированными акад. В.В. Ржевским [2], а также законом соразмерного

развития горных работ на смежных уступах, установленным проф. А.И. Арсентьевым, которые требуют наличия на всех уступах сохранения рабочих площадок шириной не менее расчетной минимальной. В соответствии с этими положениями в работе поставлена цель автоматизировать горно-геометрический анализ пологих и наклонных пластовых месторождений с одновременной оптимизацией календарного плана горных работ для периода эксплуатации, в т.ч. и при условии совместной разработки смежных участков карьерного поля. Для этого решены следующие задачи: установлены контуры карьера в границах карьерного поля и сроки строительства и освоения проектной мощности карьера, а также зависимость угла наклона рабочего борта карьера от глубины разработки в отдельности для каждого участка карьерного поля при применении транспортной и комбинированной систем разработки на примере угольного разреза «Майкубенский».

Для эффективного календарного планирования горных работ на пологих и наклонных пластовых месторождениях усовершенствован метод выполнения горно-геометрического анализа непосредственно для эксплуатационного периода с учетом полного развития горных работ, внедрения в устанавливаемые периоды ресурсосберегающих технологий на вскрышных работах, что повышает достоверность определения календарных объемов вскрышных и добычных работ. С учетом закономерностей развития рабочей зоны в различные периоды горных работ и динамики освоения проектной мощности по полезному ископаемому для этого первоначально требуется обосновать контуры карьера в границах карьерного поля к моменту сдачи его в экс-

платацию и достижения проектной производственной мощности (полного развития горных работ), обосновать сроки строительства и освоения проектной мощности карьера [3]. На базе имеющихся для любого разведанного месторождения геологических и топографических материалов такой подход позволит автоматизировать выполнение горно-геометрического анализа и составление календарного плана горных работ и решить задачу оптимального распределения добычи полезного ископаемого при совместной разработке смежных участков карьерного поля [4].

*Определение положения горных работ к моменту сдачи карьера в эксплуатацию.* После обоснования производственной мощности карьера  $Q_k$  в соответствии с нормами технологического проектирования и годовой эксплуатационной производительностью добычного экскаватора  $P_{гэ}$  составляют календарный план добычных работ на период освоения проектной мощности. Выделяют очереди строительства и пусковые комплексы. Обозначим производительность первого пускового комплекса на момент сдачи карьера в эксплуатацию через  $Q_{пк1}$ , тогда в каждый последующий год будут осваиваться пусковые комплексы  $Q_{пк2}, Q_{пк3}, \dots, Q_{пкi}, \dots$  до достижения проектной мощности  $Q_k$ . При вводе нового оборудования в первый год его производительность принимается не менее 60-70% его эксплуатационной производительности. Во второй год производительность нового оборудования должна быть не менее 80-90% этой производительности. В соответствии с этими положениями и с учетом видов применяемых комплексов оборудования (железнодорожный, автомобильный, конвейерный транспорт и т.д.) принимается производительность карьера в каждый год освоения  $Q_k$ . К примеру,

для угольных и рудных месторождений производительность карьера к моменту сдачи его в эксплуатацию принимается равной  $Q_{пк1} = 3-4$  млн. т/год.

Тогда с учетом экскаваторов, используемых на горно-подготовительных работах,

$$Q_{пк2} = Q_{пк1} + 0,7P_{гэ};$$

$$Q_{пк3} = Q_{пк1} + 0,7P_{гэ} + 0,9P_{гэ};$$

$$Q_{пк4} = Q_{пк1} + P_{гэ} + 0,7P_{гэ} + 0,9P_{гэ};$$

$$\dots \dots \dots$$

$$Q_{пкi} = Q_{пк1} + (n_{эм} - 2) P_{гэ} + 0,7P_{гэ} + 0,9P_{гэ};$$

$$\dots \dots \dots$$

$$Q_{пкк} = Q_k,$$

где  $n_{эм}$  – количество  $m$ -х добычных экскаваторов в карьере, работающих на данный момент освоения проектной мощности.

В соответствии с нормами технологического проектирования к моменту окончания строительства карьера количество подготовленных запасов для угольных месторождений (для рудных – вскрытые) должно быть не менее 6 мес. В этом случае подготовленных запасов  $D_{п1}$  должно быть

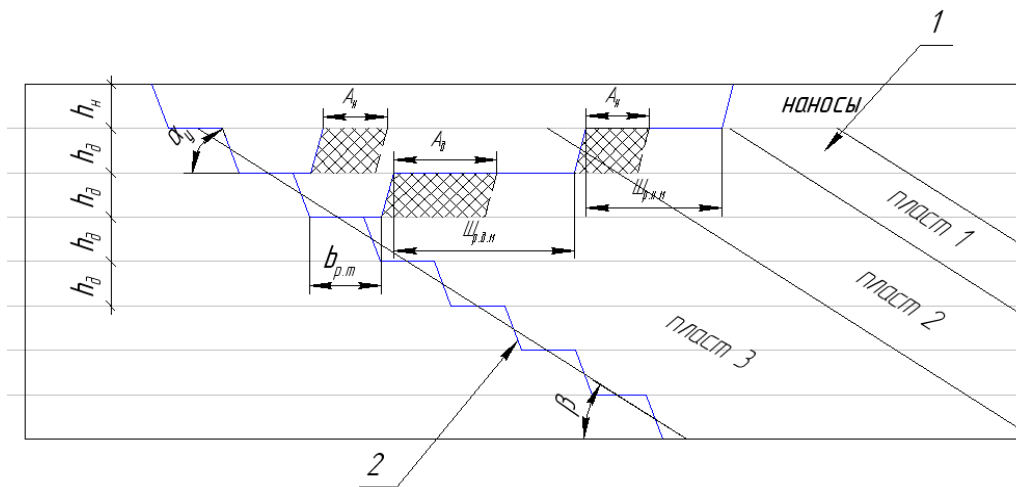
$$D_{п1} = \frac{Q_{пк2}}{12} \cdot 6, \text{ т} \quad (1)$$

На характерном поперечном профиле первоначально (рисунок 1) проверяют количество подготовленных запасов для 1-го добычного горизонта  $D_{гор1} = \gamma_0 \cdot Ш_H \cdot L \cdot h_d$ ,

$$D_{гор1} = \gamma_0 \cdot Ш_H \cdot L \cdot h_d, \quad (2)$$

где  $\gamma_0$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $Ш_H$  – ширина резерва подготовленных запасов по полезному ископаемому на уровне наносов, м;  $L$  – длина добычного фронта работ, равная длине залежи по простиранию, м;  $h_d$  – высота добычного уступа, м.

Если  $D_{гор1} \geq D_{п1}$ , то карьер будет считаться сданным в эксплуатацию на этом горизонте, в противном случае производят построение поперечного контура карьера с учетом проходки разрезной траншеи по второму добычному уступу.



**Рис. 1.** Схема к определению положения горных работ к моменту сдачи его в эксплуатацию: 1 - угольные пласты; 2 - контур нерабочего борта

Ширина рабочей площадки в период строительства карьера принимается минимальной

$$Ш_{p.d.r} = A_d + C_2 + C_3 + Z, \quad (3)$$

где  $A_d$  – ширина заходки добычного экскаватора, м;  $C_2$  – расстояние от нижней бровки добычного уступа до оси железнодорожного пути, м;  $C_3$  – расстояние от оси железнодорожного пути до бермы безопасности  $Z$ , м.

Количество подготовленных запасов с учетом нарезки второго добычного уступа определяется по выражению

$$Д_{гор.2} = \gamma_o \cdot L (Ш_d + Ш_{из}) h_d, \quad (4)$$

где  $Ш_d$  – ширина резерва подготовленных запасов по полезному ископаемому добычных горизонтов, м.

Проверка соответствия данного горизонта окончанию строительства карьера производится выше приведенным путем (рис. 1).

Попульная добыча при сдаче карьера на первом добычном горизонте составит

$$Q_{но1} = \gamma_o [b_{p.m} + 0,5h_0 (ctg\alpha_y + ctg\alpha)] h_0 L, \quad (5)$$

а на втором добычном горизонте

$$Q_{но2} = \gamma_o \left[ \begin{array}{l} 2b_{p.m} + 2h_0 (ctg\alpha_y + ctg\alpha) + \\ + B_m + Ш_{p.d.m} \end{array} \right] h_0 L, \quad (6)$$

где  $\alpha_y$ ,  $\alpha$  – угол откоса добычного уступа соответственно устойчивого и рабочего, град.,  $b_{p.m}$  – ширина дна разрезной траншеи, м;  $B_m$  – ширина транспортной бермы, м.

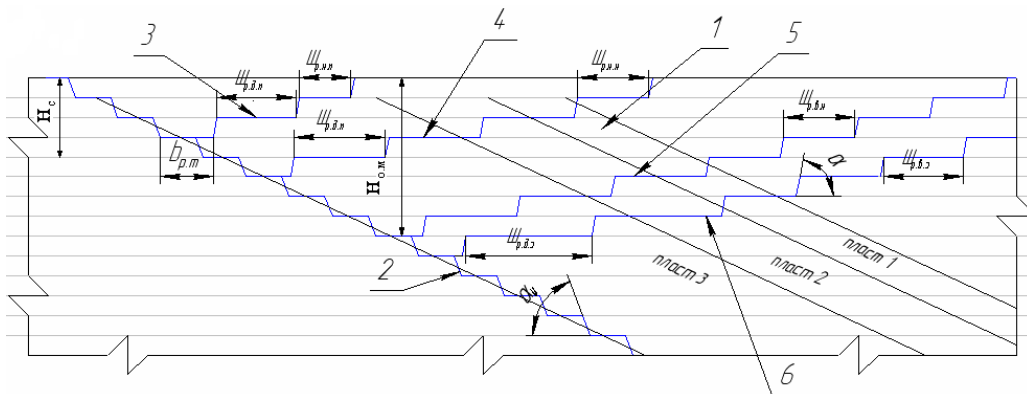
Глубину карьера на конец его строительства определяют по выражению

$$H_c = h_n + n_{3j} h_0, \quad (7)$$

где  $n_{3j}$  – количество  $j$ -х добычных горизонтов к моменту окончания строительства карьера.

*Определение положения горных работ к моменту достижения проектной мощности (полного развития горных работ).* После сдачи карьера в эксплуатацию ширина рабочих площадок нижележащих добычных горизонтов, до достижения полного развития горных работ (рисунки 2), принимается нормальной величины и определяется по выражению

$$Ш_{p.d.н} = A_d + C_2 + C_3 + П_3 + П + Z, \quad (8)$$



**Рис. 2. Схема к определению положения горных работ на момент освоения проектной мощности:** 1 - угольные пласты; 2 - контур нерабочего борта; 3 - контур карьера на момент сдачи его в эксплуатацию; 4 - контур карьера на момент освоения проектной мощности; 5 - контур карьера на момент достижения полного развития горных работ; 6 - контур карьера на период эксплуатации при полном развитии горных работ

где  $\Pi_9$  – ширина полосы для размещения электрооборудования, м;  $\Pi$  – ширина автодороги, регламентируемой правилами техники безопасности, м.

Такая же ширина рабочей площадки принимается и на вскрышных уступах.

Глубину карьера к моменту освоения проектной мощности ориентировочно определяют суммой добычи угля в этот период  $\sum_{i=2}^{n=k} Q_{nki}$  с учетом достижения проектной мощности  $Q_k$  через геометрическую интерпретацию фактической добычи угля по формуле

$$H_{ом} = h_n + H_{.m1} + \frac{M}{ctg\beta + ctg\gamma}, \text{ м} \quad (9)$$

где  $\gamma = arctg\left(\frac{h_0}{h_0 ctg\alpha + \Pi_{p.д.н}}\right)$ , град.;

$$H_{.m1} = \frac{\sum_{i=2}^{n=k} Q_{nki}}{\gamma LM} - \frac{M}{ctg\beta + ctg\gamma} + \frac{h_0}{M} \times \left[ 2b_{p.m} + 2h_0(ctg\alpha_y + ctg\alpha) + B_m + \Pi_{p.д.м} \right]$$

здесь  $\gamma$  - угол наклона добычной рабочей зоны карьера, град.;  $\beta$  - угол падения угольного пласта, град.

После нахождения ориентировочного горизонта полного развития горных пород, необходимо удостовериться в правильности его нахождения путем выполнения проверки обеспеченности подготовленными запасами

$$D_{o.п.м} \geq \frac{Q_k}{12} 6, \quad (10)$$

по выражению  $D_{o.п.м} = \gamma_o \Pi_{p.д.н} h_0 Ln_0$  (т) на найденном горизонте при соответствующих горнотехнических условиях ( $\Pi_{p.д.н}$  - ширина резерва подготовленных запасов по полезному ископаемому добычных горизонтов в период освоения проектной мощности, м).

В противном случае, до полного освоения проектной мощности, нарезается еще один добычной уступ. После этого ширину рабочей площадки для обеспечения независимости работ на смежных уступах определяют по выражению

$$\Pi_{p.д.з} = \Pi_{p.д.н} + \Pi_{з.п}, \quad (11)$$

где  $\Pi_{з.п}$  – резерв подготовленных запасов в зависимости от интенсивности горных работ в эксплуатационный период при полном развитии горных работ.

Известно, что производительность карьера по горным возможностям (количеству и производительности добычных экскаваторов) зависит от количества одновременно обрабатываемых добычных уступов, которое для угольных карьеров определяется по известной формуле

$$n_{\phi} = \frac{M}{Ш_{p,д.э} + h_{\phi}(ctg\alpha + ctg\beta)}. \quad (12)$$

По ней видно, что если увеличивать ширину рабочей площадки, то она будет ограничивать производственную мощность карьера. С другой стороны, такое увеличение обеспечивает требуемую интенсивность горных работ при большой мощности карьера путем обеспечения необходимой независимости производства работ на смежных уступах рабочей зоны.

Как правило, проектная мощность принимается в большинстве случаев по критерию интенсивности горных работ. В этом случае  $Ш_{з,п}$  должна соответствовать производительности карьера по горным возможностям

$$Ш_{з,п} = \frac{P_{г.э} n_{з,г} n_{\phi} - Q_k}{\gamma_{\phi} h_{\phi} L (n_{\phi} - 1)}, \text{ м} \quad (13)$$

где  $P_{г.э}$  - годовая эксплуатационная производительность добычного экскаватора, т;  $n_{з,г}$  - количество добычных экскаваторов на одном горизонте.

*Определение сроков строительства и освоения проектной мощности карьера.* Срок строительства карьера  $t_c$ , в зависимости от производственной мощности и глубины залегания выходов пласта полезного ископаемого на дневную поверхность, в современных условиях не должен превышать 3-5 года. Поэтому, в зависимости от объема горно-капитальных работ по проходке выездной траншеи внешнего заложения  $V_{к,т}$  (глубина ее зависит от глубины сдачи карьера в

эксплуатацию) и разрезной траншеи с учетом объема попутной добычи  $V_{р,т}$  будет определяться количество экскаваторов на строительстве карьера. Попутная добыча начинается после создания условий для проходки разрезной траншеи по полезному ископаемому. Срок освоения проектной мощности  $t_{о.п.м}$  устанавливается в зависимости от количества очередей строительства и пусковых комплексов. При этом годом окончания освоения проектной мощности является следующий после достижения  $Q_k$  календарный год.

*Горно-геометрический анализ карьерного поля.* Известные методы горно-геометрического исследования месторождения позволяют провести многовариантный горно-геометрический анализ и определить участки первоочередной разработки. При решении практических задач, когда ставится задача интенсивного развития горных работ пологого и наклонного месторождения, в т.ч. с учетом совместной разработки смежных участков карьерного поля, дает лишь приближенные результаты. Зачастую проектные календарные объемы вскрыши бывают завышенными, или заниженными, что приводит или к затруднениям при согласовании годовых программ развития горных работ, или к невыполнению плановых показателей по добыче полезного ископаемого.

Предлагаемый метод обеспечивает оптимизацию режима горных работ в период освоения проектной мощности и полного развития горных работ до выполнения горно-геометрического анализа карьерного поля при разработке пологих и наклонных пластовых месторождений. Получаемые при этом результаты служат на многие годы базой данных для корректирования календарного плана горных

работ с учетом фактического их положения в фиксированные моменты времени и изменения добычи полезного ископаемого. Исходным материалом служат разведочные линии в пределах карьерного поля с нанесенным контуром карьера на определенный момент разработки, к примеру, к концу строительства карьера или без них. Если планируется совместная разработка смежных участков карьерного поля, то к моменту окончания проходки разрезной траншеи на вновь вовлекаемом участке (рис. 3).

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

Для пологих и наклонных пластов характерны перепады угла падения пласта. На таких участках помимо изменения параметров элементов системы разработки, в связи с вводом в эксплуатацию новых комплексов оборудования, с одной стороны, в какой-то мере, должен увеличиваться угол наклона рабочего борта карьера. С другой стороны, в связи с увеличением глубины отработки, этот конструктивный угол имеет закономерность постепенно неуклонно уменьшаться в связи с увеличением количества транспортных горизонтов (рис. 4). Поэтому, при резком падении угла наклона пласта, имеет место скачко-

образное увеличение требуемых объемов выемки вскрышных пород, в особенности при повышении добычи полезного ископаемого. Такой прием целесообразно применять для снижения влияния значительных в этот период капиталовложений на эффективность работы горного предприятия. В этих случаях изыскание приемов по отнесению выемки части объемов вскрышных пород на более поздние периоды позволяет более равномерно перераспределить увеличивающиеся объемы вскрыши по календарным годам и оптимизировать в этот период затраты на разработку. В реальных условиях производства в этом случае заблаговременно приостанавливают вскрышные работы на нескольких смежных горизонтах с обеспечением площадок минимальной ширины для ввода в эксплуатацию новых комплексов оборудования.

Отличительной особенностью метода является откладывание на каждом поперечном разрезе по фронту углеразреза изменяющегося, в зависимости от глубины горных работ  $H$ , угла наклона контура рабочей зоны  $\gamma$  через равные отрезки (около 50 м) по подошве пласта (рис. 3). Для этого предварительно устанавливают параметры элементов системы разработки (высоту и ширину рабочей площадки на вскрышных и добычных работах) в различные периоды развития горных работ с учетом принятых комплексов оборудования по высоте рабочей зоны, что позволит отнести часть объемов выемки вскрышных пород на более поздние периоды, до выполнения геометрического анализа.

Изменение углов наклона рабочего борта на смежных участках карьерного поля от глубины отработки для исследуемых систем разработки приведено в табл. 1.

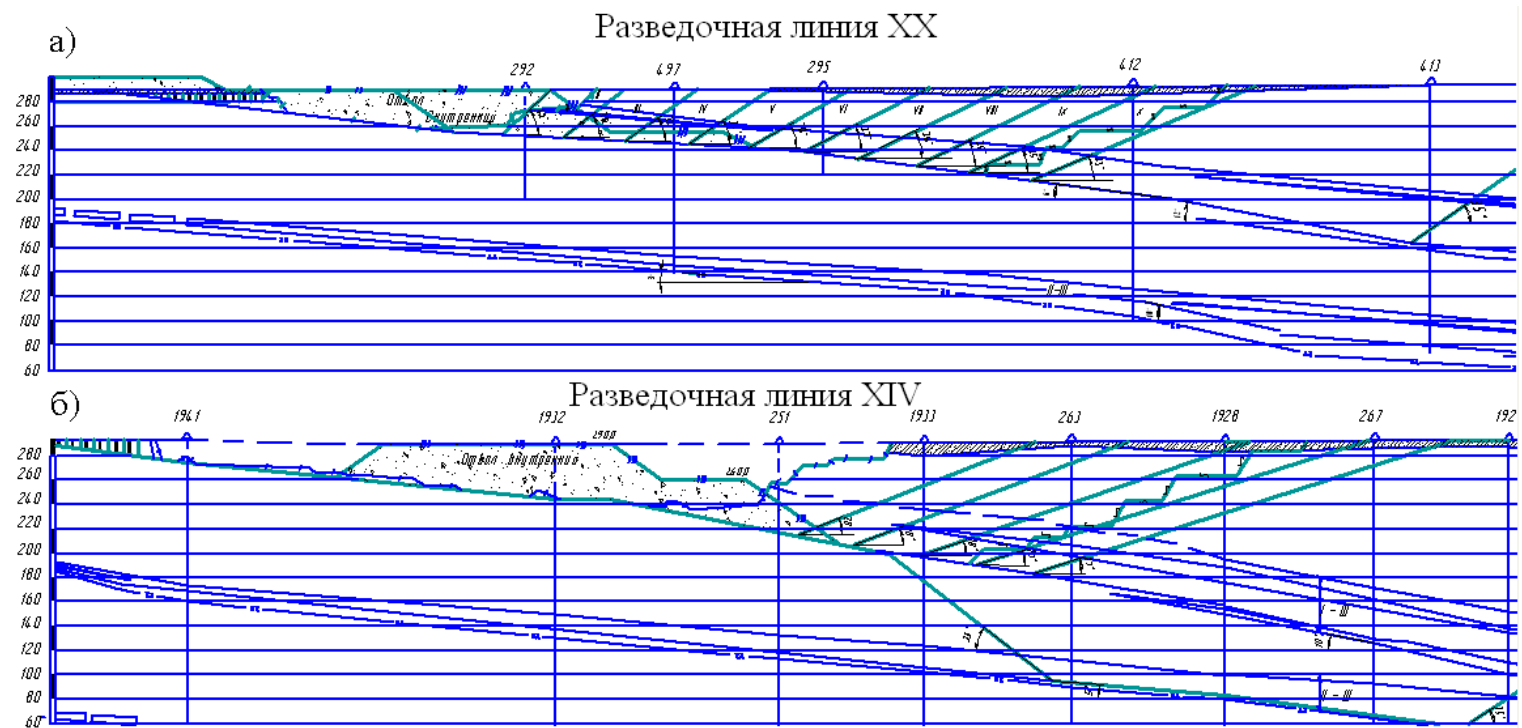
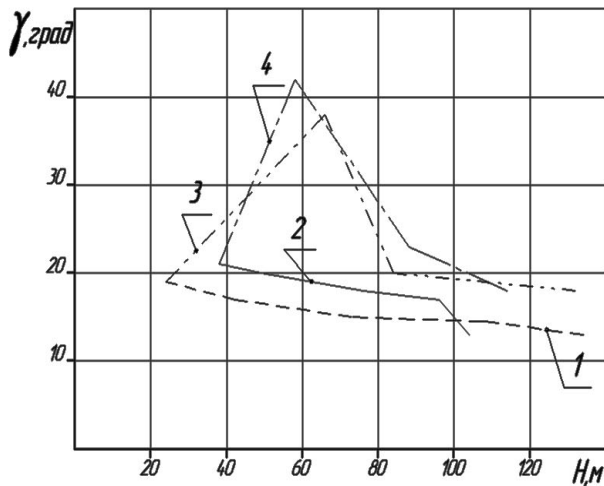


Рис. 3. Поперечные профили по разведочным линиям со слоевыми контурами на участках Центральном (а) и Восточном (б)





**Рис. 4. График зависимости  $\gamma = f(H)$  на участках Восточном (1,3) и Центральном (2,4) соответственно по транспортной и комбинированной системам разработки**

глубиной разработки угол наклона борта карьера уменьшается до определенных границ (до глубины порядка 150 м). Точность полученных корреляционных зависимостей достигается заданными интервалами глубин карьера на каждом участке для исследуемых технологий производства горных работ (табл. 2).

С использованием метода наименьших квадратов в Mathcad установлены аналитические зависимости угла наклона рабочего борта от глубины разработки для каждого участка карьерного поля с применением транспортной и комбинированной систем разработки. При этом доказано, что для пологих и наклонных пластов с

двуемых технологий производства горных работ (табл. 2).

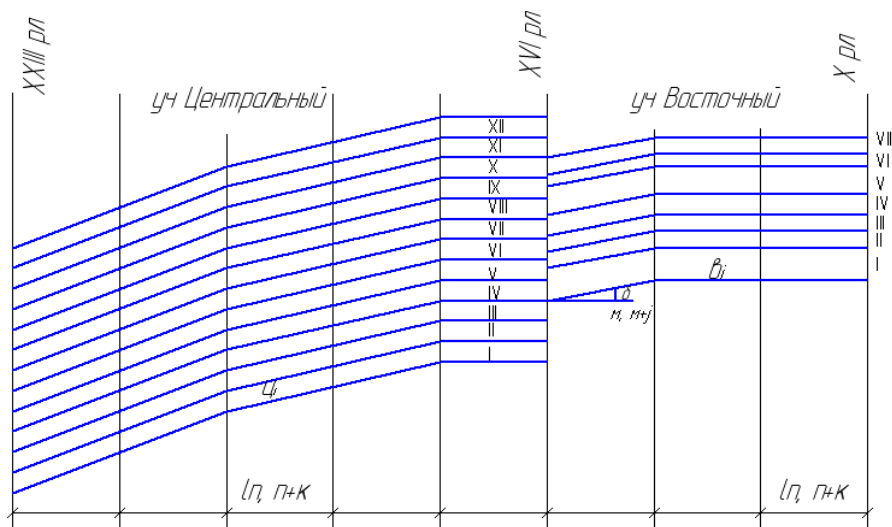
На каждой разведочной линии определяют слоевые площади внешней вскрыши и полезного ископаемого выделенных этапов, затем среднеарифметические между смежными сечениями. Для определения действительных объемов вскрыши и полезного

Таблица 1  
**Изменение углов наклона рабочего борта на смежных участках карьерного поля от глубины отработки**

Показатели	Ед. изм.	При формировании рабочей зоны с применением:				
		А. Транспортной системы разработки				
1	2	3	4	5	6	7
на участке Восточном						
Глубина	м	24	42	74	108	134
Угол наклона	град	19	17	15	14	13
на участке Центральном						
Глубина	м	38	50	76	96	104
Угол наклона	град	21	20	18	17	13
В. Комбинированной системы разработки						
на участке Восточном						
Глубина	м	24	66	84	114	132
Угол наклона	град	19	38	20	19	18
на участке Центральном						
Глубина	м	38	58	86	100	114
Угол наклона	град	21	42	23	19	18

**Корреляционные зависимости изменения углов наклона рабочего борта на смежных участках карьерного поля от глубины отработки**

Показатели	При формировании рабочей зоны с применением:			
	А. Транспортной системы разработки			
	на участке Восточном			
Глубина	24≤H<42	42≤H<74	74≤H<108	108≤H<134
Угол наклона	$\gamma = \frac{139}{9} + \frac{8}{27}H - \frac{1}{162}H^2$	$\gamma = \frac{13493}{384} - \frac{739}{1152}H + \frac{23}{4608}H^2$	$\gamma = -\frac{7277}{578} + \frac{13493}{20808}H - \frac{155}{41616}H^2$	$\gamma = \frac{480383}{5746} - \frac{234347}{206856}H + \frac{1871}{413712}H^2$
	на участке Центральном			
Глубина	38≤H<50	50≤H<76	76≤H<96	96≤H<104
Угол наклона	$\gamma = \frac{395}{36} + \frac{19}{36}H - \frac{1}{144}H^2$	$\gamma = \frac{18740}{507} - \frac{173}{338}H + \frac{7}{2028}H^2$	$\gamma = -\frac{363}{325} + \frac{478}{975}H - \frac{49}{15600}H^2$	$\gamma = -\frac{2091}{5} + \frac{358}{39}H - \frac{151}{3120}H^2$
	В. Комбинированной системы разработки			
	на участке Восточном			
Глубина	24≤H<66	66≤H<84	84≤H<114	114≤H<132
Угол наклона	$\gamma = \frac{139}{9} + \frac{8}{27}H - \frac{1}{162}H^2$	$\gamma = -204 + \frac{22}{3}H - \frac{1}{18}H^2$	$\gamma = \frac{16264}{25} - \frac{976}{75}H + \frac{59}{900}H^2$	$\gamma = -\frac{73682}{45} + \frac{3662}{135}H - \frac{179}{1620}H^2$
	на участке Центральном			
Глубина	38≤H<58	58≤H<86	86≤H<100	100≤H<114
Угол наклона	$\gamma = \frac{395}{36} + \frac{19}{36}H - \frac{1}{144}H^2$	$\gamma = -\frac{7747}{196} + \frac{551}{196}H - \frac{19}{784}H^2$	$\gamma = \frac{45125}{98} - \frac{432}{49}H + \frac{17}{392}H^2$	$\gamma = -\frac{57760}{638} + \frac{5801}{378}H - \frac{71}{1134}H^2$



**Рис. 5. Проецирование контуров рабочей зоны каждого слоя на дневную поверхность в границах карьерного поля для определения расстояния между смежными разведочными линиями**

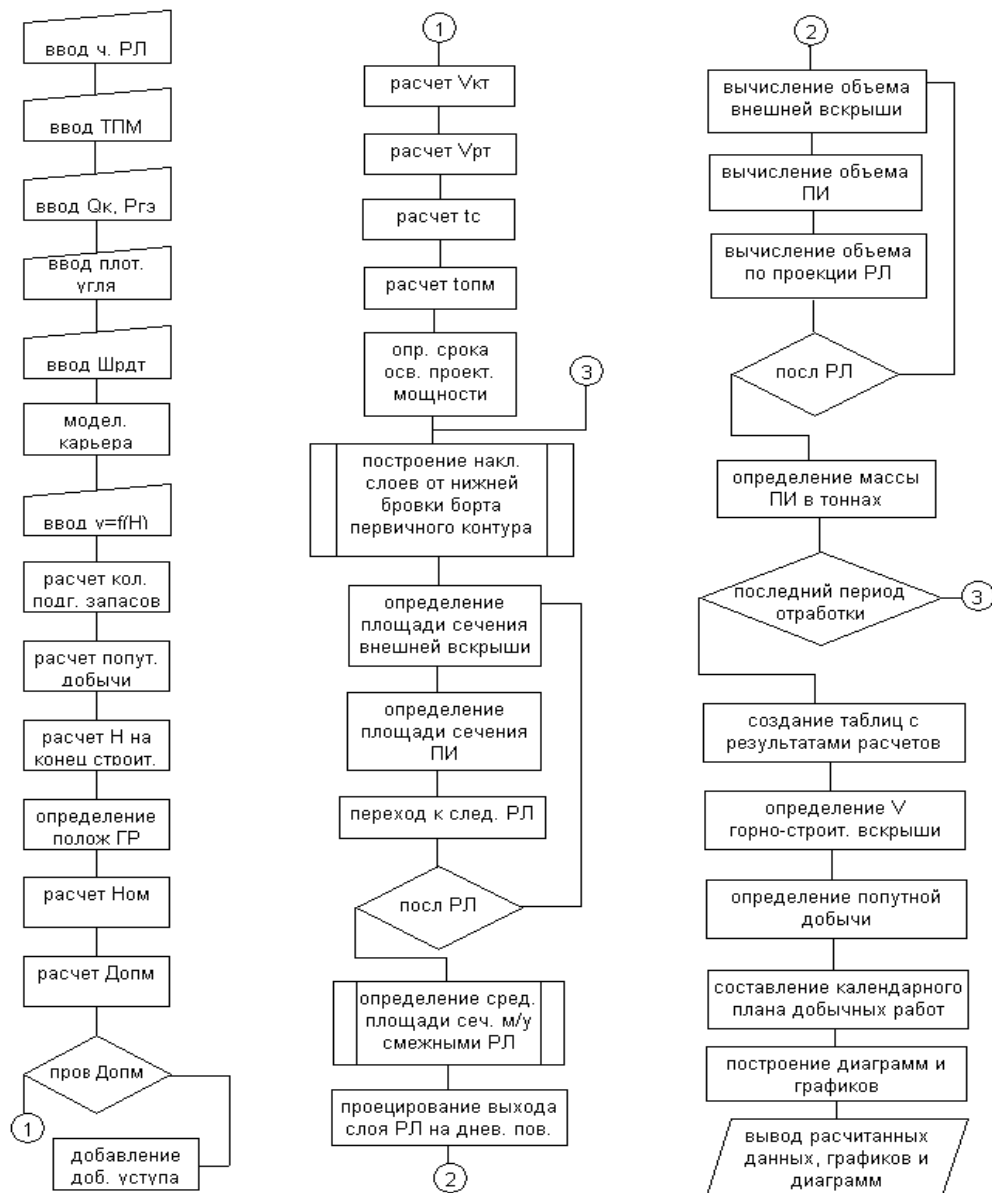
ископаемого в каждом слое проецируют на план пересечения верхней бровки рабочего борта с дневной поверхностью по каждой разведочной линии (рис. 5).

Точки пересечения каждого слоя между смежными разведочными линиями позволяют определить расстояние между разведочными линиями для каждого слоя, соответствующее истинной длине фронта работ между ними, в т.ч. на обоих участках карьерного поля. Результаты расчета сводятся в таблицы горно-геометрического анализа в отдельности для каждого из исследуемых участков карьерного поля. Схематически алгоритм автоматизированного выполнения горно-геометрического анализа и оптимизации календарного плана горных работ приведен на рис. 6. Последовательность выполнения операций вкратце описано ниже.

Исходными данными являются все разведочные линии каждого из двух смежных участков карьерного поля с контурами карьера по состоянию гор-

ных работ на фиксированный момент времени и топографический план поверхности с нанесенными положениями разведочных линий в этих границах. Вводятся также установленные для каждого участка зависимости угла наклона рабочего борта от глубины карьера  $\gamma = f(H)$ . По высоте рабочей зоны она учитывает применяемые и планируемые к внедрению технологические комплексы оборудования через параметры системы разработки (изменение высоты уступов и ширины рабочих площадок). При этом по линии подошвы пласта полезного ископаемого заранее устанавливают место ввода в эксплуатацию этих комплексов.

После ввода всех необходимых исходных данных на каждой разведочной линии последовательно для каждого участка путем применения стандартных процедур от нижней бровки борта первичного контура через равные отрезки отстраивают наклонные слои путем проведения линий под углом  $\gamma = f(H)$ .



**Рис. 6. Обобщенная блок-схема алгоритма выполнения горно-геометрического анализа и оптимизации календарного плана горных работ для пологих и наклонных пластовых месторождений**

Затем определяются площади сечений внешней вскрыши и полезного ископаемого первого слоя по порядку и последовательно соответственно от первой до последней разведочной

линии отдельно для каждого из двух участков. Далее находят среднюю площадь сечения объекта между смежными разведочными линиями в том же порядке.

После этого проецируют выход слоя каждой разведочной линии на дневную поверхность и определяют расстояние между ними. Вычисляют объемы объекта для каждого участка между смежными разведочными линиями первого слоя в том же порядке и суммируют для каждого участка. Определяют полезное ископаемое в тоннах.

Повторяют эти расчеты для каждого из этапных периодов отработки (слоев) и заносят в таблицы [3]. Путем фиксации в полученной базе данных фактических объемов выемки вскрышных пород и полезного ископаемого на каждом участке и распределения между ними плановых их объемов, на постоянной основе можно корректировать будущие объемы и обеспечивать оптимизацию календарного плана горных работ на оставшиеся периоды развития карьера. Более подробно составление оптимального календарного плана горных работ с одновременной оптимизацией распределения добычи угля между участками приведено в работах [3, 4].


Для совместного автоматизированного выполнения горно-геометрического анализа и преобразования его

результатов в календарный план горных работ на период эксплуатации карьера необходимо иметь сканер, плоттер, разведочные линии и топографический план местности. Вводятся также предварительно установленные, для планируемых к применению комплексов, зависимости угла наклона рабочего борта от глубины разработки, производственная мощность карьера и среднеэксплуатационные годовые производительности экскаваторов на добычных и вскрышных работах. Реализация алгоритма возможна после предварительного обоснования известными методами порядка отработки карьерного поля и рационального направления развития горных работ. Получение календарного плана на период эксплуатации достигается определением положения горных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию и полного развития горных работ, а также сроков строительства и освоения проектной мощности, а его оптимизация – путем преобразования рационального режима горных работ и выполнения минимального объема вскрышных работ в календарные годы.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Коробов С.Д.* Разработка оптимизационных методов горно-геометрического анализа при освоении рудных месторождений открытым способом: Автореф. дис. ... докт. техн. наук. – М., 1994. – 30 с.
2. *Ракишев Б.Р.* Системы и технологии открытой разработки. – Алматы: НИЦ «Гылым», 2003. – 328 с.
3. *Молдабаев С.К.* Проектирование предприятий с открытым способом разра-

ботки месторождений полезных ископаемых. – Учебное пособие для вузов. – ISBN 9965-08-322-3. – Павлодар: ЭКО, 2008. – 352 с.

4. *Bayan Rakishev, Serik Moldabayev, Zhainagul Khammetova* Optimal mining development algorithm on the adjacent sites of the quarry field //Proceedings of the Sixteenth International Symposium on Metal Mine Planning. – Peking, 2008. – S. 368-374 

#### Коротко об авторах

*Ракишев Б.Р.* – академик НАН РК, доктор технических наук, профессор, Казахский национальный технический институт им. К.И. Сатпаева, [www.ntu/kz/administration](http://www.ntu/kz/administration)  
*Молдабаев С.К.* – кандидат технических наук, профессор, Екибастузский инженерно-технический институт им. акад. К.И. Сатпаева, технический консультант ТОО «Майкубен-Вест»