

УДК 519.24: 621.396.01

П.В. Васильев

**ПОСТРОЕНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ГОРНО-
ГЕОЛОГИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ДЛЯ ОПТИМИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ЗАПАСАМИ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

Семинар № 1

В задаче построения комплексных геологических моделей месторождений широко используются многочисленные признаки вещественного состава, структурно-текстурные характеристики и физико-механические свойства горных пород и руд, формирующие базу данных опробования вдоль скважин и разведочных пересечений. Все они в той или иной степени влияют на технологические показатели добычи и переработки руды, определяя качество исходного минерального сырья [2].

Среди множества качественных характеристик полезного ископаемого выделяют [3]: показатели назначения (состав, содержание вредных или полезных примесей и др. потребительские свойства); технологичности (дробимость, измельчаемость, обогатимость, крепость, абразивность, флотуруемость, растворимость и др.); сохранности (слеживаемость, окисляемость, самовозгораемость и др.). При этом важен не только уровень характеристик, но и стабильность качества во времени. При колебаниях качества нарушается оптимальный режим переработки сырья, ухудшаются технико-экономические показатели, снижается извлечение полезного компонента в готовую продукцию, повышаются потери.

В связи с этим, определение наиболее информативных интегральных показателей квалитетической оценки руд

в массиве имеет важное практическое значение. Особенно это является актуальным для решения задачи построения эколого-экономической блочной модели месторождения с целью оптимизации этапов отработки запасов и поиска наилучших контуров ведения открытых горных работ.

1. Прогнозирование качества руды в массиве

С позиций геометрического анализа рассматриваются два класса структур – монолитные и дезинтегрированные. В породном массиве монолитная руда имеет трещиноватость природного или искусственного происхождения. В свою очередь дробленая или измельченная масса при складировании образует навалы с достаточно плотной упаковкой, происходит слеживание и коагуляции тонких фракций. И в том и другом случае система хорошо описывается статистикой множеств вкраплений и частиц. Исходя из этого вопрос оценки параметров монолитных и дезинтегрированных структур рассматривается на основе методов стереологии как раздела стохастической геометрии, позволяющей выполнять реконструкцию геометрических структур 3D тел по измерениям, выполненным в пространствах более низких размерностей (вдоль линий в 1D и по плоскостям в 2D).

В общем случае пробы или куски руды характеризуются некоторым набором трех типов признаков []: геометрических η (таких как размер минеральных зерен, объем, площадь поверхности, фактор формы, случайная хорда частиц, площадь случайного сечения и т.д.), вещественных β (содержание химических элементов или сочетаний компонентов, состав минералов) и физических ξ (плотность, магнитная восприимчивость, электропроводность, микротвердость и т.д.). Таким образом, совокупность проб или частиц может быть описана дифференциальной функцией состояния $\gamma(\eta, \beta, \xi)$ - плотностью распределения объема выборки проб (реальных или имитационных фрагментов) по элементарным фракциям $[\eta, \eta + d\eta]$, $[\beta, \beta + d\beta]$, $[\xi, \xi + d\xi]$. Однако в данной многомерной форме функцию практически трудно использовать на практике, как это делается в задачах классификации горных пород и расчленении разрезов [7]. В горнопромышленной геологии, в частности при добыче однокомпонентного минерального сырья, необходимо осуществлять снижение размерности пространства признаков на основе поиска наиболее информативных геолого-технологических показателей. Если для произвольной геологической породы при классификации стоимость является условной величиной, то для выделения промышленных типов руд именно стоимость должна служить базовым критерием распознавания принадлежности пробы к кондиционным участкам. Величина бортового содержания, особенно для тонковкрапленных бедных руд, не учитывает структурно-текстурных различий и физико-механических свойств технологических сортов руд. Определим интегральную

стоимость пробы разведочного пересечения, которая далее должна использоваться в процедурах построения блочной-каркасной модели месторождения.

В суммарных затратах по переработке руды основную долю составляют расходы энергии на дезинтеграцию и разрушение [6]. Согласно определению [1] под энергопоглощением горной породы понимается расход полезной энергии для превращения массива в горную массу требуемого состава по крупности, перемещение и укладку в отвал для пустых пород и переработку полезного ископаемого. При этом подчеркивается, что расходуется полезная, а не фактическая затрачиваемая энергия, выражая собой закон перехода количества энергии в качество горной массы и её перемещение. Таким образом, величина энергопоглощения определяется как зависящая от свойств горных пород и технологических параметров производственного процесса и определяется выражением [1]:

$$E = \frac{F \cdot l}{P} \quad (1)$$

где E – удельное технологическое энергопоглощение, дж/кг; F – сопротивление, оказываемое горной породой, кг; l – длина пути преодоления сопротивления и перемещения горной породы, м; P – количество продукции, произведенной в рабочий цикл, кг.

В предлагаемом подходе подготовка горно-геологической модели месторождения для оптимизации управлениями запасов состоит в следующем. Для разведочных проб месторождения задаются v, c, m — функции плотности, определяемые в каждой точке трехмерного пространства; при этом $v(x, y, z, t)$ — себестоимость руды; $c(x, y, z, t)$ — стоимость разработки руды и пород. Текущее время определяет существующую

на данный момент рыночную стоимость полезного компонента. Тогда имеем по аналогии со стационарным случаем [8] следующее выражение для дисконтированной прибыли от разработки данного элементарного объема:

$$m(x, y, z, t) = v(x, y, z, t) - c(x, y, z, t) \quad (2)$$

При этом себестоимость руды напрямую зависит от доли полезного компонента в ней с учетом полного коэффициента извлечения, горного и обогатительного производства. Стоимость разработки определяется, главным образом энергозатратами

Переходя от энергозатрат к стоимости получим для удельной стоимости пробы единичного интервала следующее выражение:

Определим интегральную функцию извлечения кусков руды или частиц в зависимости от их физических свойств в технологическом оборудовании как $\varepsilon(\xi)$. Тогда в каждом диапазоне масштабов разработки месторождения можно определить ожидаемые показатели рудоподготовки (выход $\bar{\gamma}_k$, качество $\bar{\beta}_k$, извлечение $\bar{\varepsilon}_k$):

$$\bar{\gamma}_k = \sum_{i=1}^n \varepsilon_i \gamma_i \quad (3)$$

$$\bar{\beta}_k = \bar{\gamma}_k^{-1} \sum_{i=1}^n \beta_i \varepsilon_i \gamma_i$$

$$\bar{\varepsilon}_k = \bar{\gamma}_k \bar{\beta}_k / \bar{\alpha},$$

где α - среднее содержание полезного компонента в пробе.

Представленные формулы позволяют определить основные показатели всего технологического процесса рудоподготовки - от вскрытия месторождения до получения готового концентрата. Таким образом, важная задача прогнозирования качества запасов состоит в том, чтобы определить потенциальную функцию

$\gamma(\eta, \beta, \xi)$ «объемно-качественно-физического» состояния руды по данным о вещественном составе, структурно-текстурным характеристикам и физико-химическим свойствам массива месторождения. Подобного класса задачи могут быть эффективно решены лишь методами стохастического моделирования, поскольку в технологический процесс добычи и переработки вовлечены значительные объемы исходного минерального сырья, неоднородные по своей природе.

Кинетика разрушения кусков руды моделируется с помощью комбинирования механизмов раскалывания, откалывания и абразивного истирания. При этом, однако, кусок рассматривается как гомогенная масса, характеризующая усредненными физико-химическими показателями. Для изучения эффекта раскрытия полиминеральной кристаллической горной породы под действием разрушающих нагрузок, необходимо принять во внимание некоторые дополнительные влияющие факторы. При разрушении полиминеральной системы сеть трещин может быть сформирована различными

– случайным образом, когда точки центров разрушения выбираются в пространстве в соответствии с пуассоновским процессом заданной интенсивности (подобные условия возникают преимущественно в промышленных мельницах и дробилках с хаотичными импульсными нагрузками на частицы в рабочей зоне):

– по межфазным границам раздела, когда природная прочность срастания минеральных фаз достаточно мала или искусственно уменьшенная за счет специальных физических воздействий;

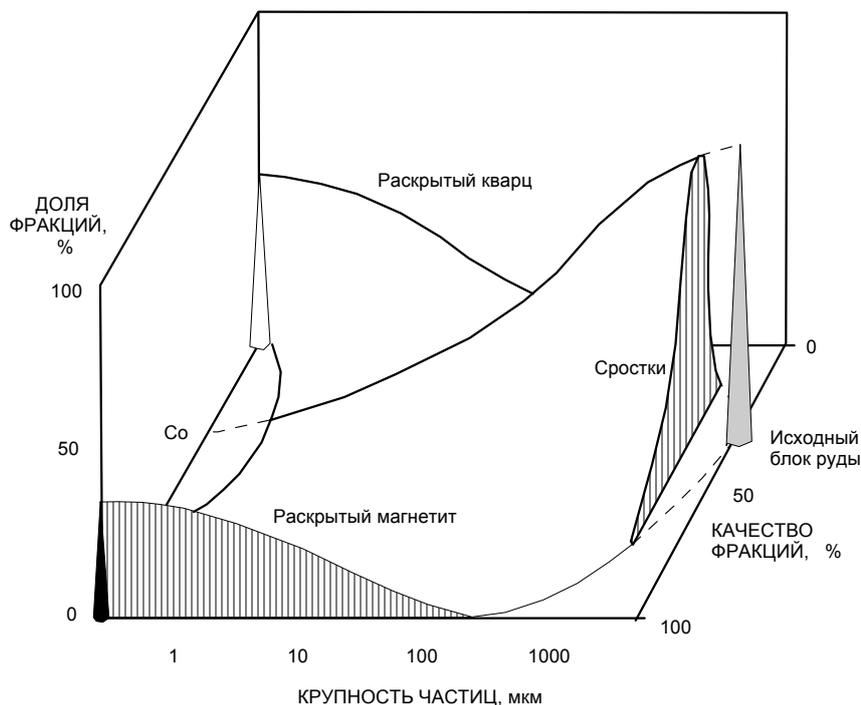


Рис. 1. Раскрытие рудной фазы и породы блока магнетитового кварцита

- вдоль зон и линий сосредоточения искусственно созданных дефектов кристаллической структуры с использованием особых методов дезинтеграции;
- по интеркристаллитным границам, то есть по контактам зерен минералов;
- по плоскостям спайности кристаллов;
- по регулярной решетке или мозаике разбиения.

В технологических процессах взрывания, дробления, самоизмельчения или шарового измельчения руд проявляются преимущественно случайное и межфазное разрушение. Марковская модель процесса сокращения крупности и раскрытия минеральных фаз рассматривается в работе [10]. Данная схема расчета раскрытия минеральных фаз и прогнозирования извлечения полезного компонента реализована в программном обес-

печении Minliber, являющегося подпрограммой интегрированной системы Geoblock. Функция плотности распределения раскрытия для двухфазной системы магнетитового кварцита представлена на рис. 1.

В результате прогнозирования извлечения полезного компонента для каждой пробы корректируется величина бортового содержания, необходимого для получения готовой продукции заданного качества.

На базе предложенных алгоритмов стохастического моделирования и разрушения микроструктур разработан модуль Minliber, включенный в состав интегрированной программной системы. Перспективными объектами исследований являются руды твёрдых полезных ископаемых с тонковрапленными ценными минералами для обоснования их

технологической классификации по сортам.

Подготовка блочной модели для оптимизация контуров карьера

Наиболее широко применяемый в настоящее время в составе ряда зарубежных горно-геологических интегрированных пакетов метод оптимизации контуров открытых горных работ основан на алгоритме теории графов, который был предложен в 1964 году Лерчсом и Гроссманом. В настоящее время установлено, что данный алгоритм теории графов также имеет ряд существенных недостатков для месторождений со сложной геологией и длительным сроком жизни карьеров. Это связано с тем, что реальное развитие карьерного поля ограничивается стохастическими горно-технологическими процессами и геологическими свойствами этих выработок, что приводит в целом к неоптимальным результатам. Изменения в базе данных также требуют полного перезапуска известных алгоритмов (вариантов, подвижного конуса, метода из теории графов), приводящих к длительной компьютерной обработке и не позволяющих выполнять достоверную оценку результатов недропользования.

Пусть функция $\alpha(x, y, z)$ определяет угол в каждой точке пространства и S является семейством поверхностей, наклон которых ни в одной точке по отношению к постоянной горизонтальной плоскости не превосходит α . Если обозначить через V семейство объемов, соответствующих семейству поверхности S , то требуется найти среди всех возможных формирований объемов тот, который максимизирует дисконтированную (приведенную на весь срок эксплуатации с учетом ограничений) ценность включаемых в объем выемки руд-

ных тел. Требуется найти такие границы открытых горных работ, в которых при разработке месторождения будет получена максимальная прибыль. При этом должна быть достигнута минимизация количества отходов в условиях экономических, геологических и технологических ограничений, обеспечен минимальный экологический ущерб окружающей среде.

Проблема оптимального планирования добычи в карьерах для блочных моделей месторождений определяется как отыскание последовательности выемки блоков в таком порядке, чтобы максимизировать чистый дисконтированный доход при следующих основных ограничениях: производительность фабрики обогащения, объем извлечения в заданный период времени, ограничения на смешивание типов руд, ограничения, связанные со складированием руды и отвалами пород, ограничения по логистике, экологические допуски и налоговые сборы.

Вводятся следующие параметры и ограничения: T - число этапов планирования добычи; N - число блоков рудного тела; c_i^t - прибыль (в NPV) от добычи блока i в период t ; O - подмножество рудных блоков; W подмножество блоков пустой породы; t_i - масса блока i ; m_i - масса обогащаемой руды в период времени t ; S_i - множество блоков, которые необходимо удалить до отработки блока i .

$$x_i^t = \begin{cases} 1, & \text{если блок } i \text{ отработан в} \\ & \text{период времени между } l \text{ и } t \\ 0, & \text{иначе.} \end{cases}$$

l_0^t - нижняя граница массы руды, обогащенной в период времени t ; u_0^t - верхняя граница массы руды, поступающей на обогащение в период време-

ни t ; u_w^t – верхняя граница массы породы, добытой в период времени t .

Тогда формулировка проблемы оптимизации добычи в карьере записывается следующим образом [12]. Необходимо максимизировать:

$$Z = \sum_{t=2}^T \sum_{i=1}^N (c_i^{t-1} - c_i^t) x_i^{t-1} + \sum_{i=1}^N c_i^T x_i^T$$

при следующих ограничениях:

$$\sum_{i \in O} t_i x_i^1 = m_1$$

$$\sum_{i \in O} t_i (x_i^t - x_i^{t-1}) = m^t, \quad t = 2, 3, \dots, T.$$

$$\sum_{i \in W} t_i x_i^1 \leq u_w^1$$

$$\sum_{i \in W} t_i (x_i^t - x_i^{t-1}) \leq u_w^t, \quad t = 2, 3, \dots, T.$$

$$x_i^{t-1} \leq x_i^t, \quad t = 2, 3, \dots, T.$$

$$x_i^t \leq x_j^t, \quad t = 1, 2, \dots, T, \quad j \in Si;$$

$$i = 1, 2, \dots, N;$$

$$l_0^t \leq m^t \leq u_0^t, \quad t = 1, 2, \dots, T;$$

$$x_i^t = 0, 1, \text{ для всех } i, t.$$

Указанные ограничения гарантируют, что должна обеспечиваться заданная производительность рудника и фабрик обогащения, а также то, что масса удаляемой в отвал породы не должна превышать предписанные верхние границы. Параметры ограничения также указывают на то, что каждый блок удаляется в заданный период времени (этап отработки) при заданных углах откосов бортов карьера.

Сравнение результатов оптимизации контуров карьеров с использованием пакета Whittle FourX (Gemcom) с учетом прогнозирования извлечения в каждом блоке и в предположении о его постоянстве для всего месторождения в целом приведено в работах [9, 11]. Установле-

но, что для месторождений с несколькими типами руд и технологическими сортами, использование извлечения как константы существенно искажает как предельный контур карьера так и оптимальные последовательности этапов отработки.

Оптимизация системы разработки облицовочного камня

При промышленной добыче облицовочного камня пильные "блоки" нарезаются оборудованием непосредственно в карьере или каменоломне. Некачественный блок бракуется и отправляется в отвал.

На месторождении облицовочного известняка Канфанар в Хорватии блоки имеют следующие размеры: длина не менее 2,0 м, ширина не менее 1,2 м и высота не менее 1,5 м. Блок должен быть однородной окраски без каких-либо трещин, микротрещиноватости, пустот, пятен и т.д. По этой причине когда оценивается качество, то "хорошим материалом" считается 100 % годный блок. Предельный фактор утилизации колеблется для разных каменоломен и зависит от тектоники на месторождении, технологии добычи, однородности текстуры, цвета и т.д. В настоящий момент, в больших карьерах по добыче камня факторы утилизации варьируют от 2,5 % до 70 % по объёму не принимая в расчёт перекрывающие породы.

Исходные условия отработки запасов камня.

Рабочие плоскости при эксплуатации месторождения облицовочного камня выбираются в соответствии со следующими критериями:

1. Согласно стратификации месторождения камня (если она имеется; мраморные или гранитные месторождения обычно не имеют напластований).

2. Согласно плоскостям разрывных нарушений путём выбора нарушений, которые перпендикулярны друг другу во всех трёх плоскостях.

3. Принимая во внимание, что оборудование может нормально работать только в том случае, если рабочая поверхность выработки отклоняется от горизонтальной плоскости не более чем на 15 градусов.

4. Объединив все эти требования можно получить наилучший выход качественной продукции и высокий фактор утилизации.

Подсчет запасов облицовочного камня на месторождении известняков Канфанар ведётся по методу параллельных геологических разрезов, в предположении, что зону подсчета слагают:

- Кондиционный известняк – на 100 % годится для экскавации и из полностью подсчитанного объёма данного типа материала получают примерно 35 %-й выход коммерчески годных блоков.

- Средний известняк - этот материал не очень хорошего качества, но он всё ещё пригоден для добычи.

- Голубой известняк - материал окрашен в голубой цвет, не пригодный для рынка. Необходимо лишь знать как много такого материала в месторождении.

- Некондиционный известняк - материал на 100 % не годится для блоков

Разработанный в [10] алгоритм оптимизации системы разработки для обеспечения максимального выхода высококачественной продукции включает следующие операции:

Шаг 1. Для рассеянных точек топографии выполняется триангуляция Делоне и создается набор данных триангуляции, для точек контактов литологических пластов и полигонов складчатости

создаются сеточные триангуляционные модели.

Шаг 2. На основе полученных наборов триангуляций для литологических поверхностей создаются оболочки рудных тел и внутри них – в соответствии с рудными сортами:

- а) выполняется экструзия (вдавливание) триангуляции кровли каждого пласта до дна полной модели;

- б) выполняются операции с множествами, чтобы получить оболочки тел пластов с конкретными типами пород.

Шаг 3. Подсчитываются исходные геологические запасы по каркасной модели

Шаг 4. В пределах рамок модели генерируется регулярная решетка с заданными размерами блоков и приращением азимутальной ориентацией модели по 1 градусу.

Шаг 5. Решетка блоков конвертируется в модель оболочек блоков, то есть параллелепипедов стандартных панелей камней.

Шаг 6. Выполняется операция пересечения множеств оболочек блоков и каркасных оболочек типов пород. Результирующая модель пересечений включает лишь панели внутри каркасных оболочек пластов. На этом шаге выполняется геометрическая процедура расчета пересечения ребер и вершин прямоугольных плит известняка с каркасными оболочками рудных тел или пластов.

Шаг 7. Выполняется операция разности между полученной моделью кондиционных плит известняка и модели складчатости, представленной набором триангуляций, чтобы найти все ненарушенные трещиноватостью плиты. Итоговая модель пересечений включает лишь блоки вне разломов и структурных нарушений. При пересечении любой грани блока известняка с любым тре-

угольником плоскости нарушения данный блок отбрасывается и выполняется переход к следующему блоку.

Шаг 8. Выполняется операция пересечения точек центров блоков с оболочками типов или сортов руд, чтобы пометить каждый блок соответствующим типом породы или сортом руды.

Шаг 9. Вычисляется полный объём и запасы модели для различного качества облицовочных блоков известняка. Определяется полученный выход годных блоков от максимально возможного выхода запаса, полученного на шаге 4.

Шаг 10. Если заданного максимума выхода блоков руды не достигнуто, то осуществляется переход к шагу 5. Иначе конец вычислений и печать отчёта.

Данный алгоритм оптимизации системы разработки реализован в виде программного модуля интегрированной системы моделирования и оптимизации отработки запасов месторождений облицовочного известняка.

Заключение

Для минимизации ошибок построения цифровых моделей месторождений и повышения достоверности подсчета промышленных запасов предложено использовать следующую методику:

- прогнозирование извлечения полезного компонента рудной массы осуществляется на этапе компьютерной обработки проб детальной и эксплуатационной разведок и при оперативном опробовании скважин и выработок;

- классификация руд по технологическим сортам выполняется с учетом расчетной величины извлечения и ожидаемой энергоёмкости процесса получения продукта с заданными качеством и выходом концентрата;

- оконтуривание залежей и геологических тел проводится путём триангуляции точек контактов проб «руда – порода» с последующей тетраэдрализацией внутренних областей каркасных оболочек кондиционной руды; дополнительно используются нормали к поверхности по границам раздела;

- все пробы приводятся к одинаковому размеру путём деления интервалов опробования вдоль скважин на сегменты равной длины в пространстве, поскольку в операциях интерполяции дистанционное взвешивание проб различной длины или их проекций на вертикальную плоскость совершенно недопустимо;

- каркасная модель месторождения преобразуется в блочную модель, обеспечивая требуемую дискретность пространства для планирования порционных операций горно-добычных процессов при заданной селективности выемки пород;

- интерполяция геостатистическими методами, такими как кригинг и стохастическая имитация, позволяет найти оптимальные значения показателей в блоках внутренних областей оболочек рудных тел для межскважинного пространства и на значительном удалении от опробованных горных выработок;

- ускорение интерполяции по методу кригинга (универсального, индикаторного и зонального) и методу ближайших соседей достигается за счет быстрого поиска проб по сети тетраэдров, вершинами которых являются точки центров проб;

- после построения комплексной детальной модели месторождения реализуется операция удаления блоков, не соответствующих условиям по минимальной мощности руды и породы или по метропроцентам;

- рассчитывается ценность каждого кондиционного блока;
- выполняется оптимизация выемки рудных блоков на основе алгоритмов теории графов и эволюционных алгоритмов - пересчитывается проектные контуры предельного карьера и вложенные контура промежуточных этапов отработки запасов при максимизации дисконтированной прибыли (чистого дисконтированного дохода);
- корректируется стратегия отработки запасов на весь срок жизни горнодобывающего предприятия;
- осуществляется переход от перспективного к текущему и оперативному планированию добычи.

Кроме того, имитационно-иерархический подход к квалиметрии запасов рудных месторождений включает следующую последовательность методики оценки объемно-качественных характеристик:

1. Построение компьютерной геолого-технологической модели месторождения. Определение потенциальной раскрываемости сортов руд и минеральных фаз. Анализ сложности строения залежи.

2. Построение компьютерной эксплуатационной модели месторождения. Определение экономически оптимальной конфигурации карьерного поля или шахты для выемки запасов в течение планируемого срока жизни предпри-

ятия. Анализ сложности системы разработки.

3. Оценка интегральной стоимости месторождения по совокупности показателей вещественного состава и параметров системы отработки запасов.

При оценке сложности строения залежи пространственная модель разбивается последовательно на квадратные фрагменты уменьшающейся крупности D , покрывая технологически важный диапазон размеров ($1\text{ м} - 10^4\text{ мкм}$), а затем совокупность фрагментов классифицируется по качеству и объемной доле в них полезной минеральной фазы. В сериях изображений, асимптотически воспроизводящих стереологические характеристики структуры, определяется совместная функция плотности вероятности образования фрагментов различного состава и размеров.

В 3D варианте методики структура месторождения (рудные тела, однородные области минерализации и поля минеральных фаз) моделируются на основе построения диаграммы полиэдров Вороного. Технологический процесс добычи и переработки руды моделируется путём стохастического покрытия пространства залежи минерального сырья масштабируемыми пробными блоками, соответствующими объёму селективности выемки оборудования.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Анистратов Ю.И.* Технологические потоки на карьерах. Энергетическая теория открытых горных работ. – М.: Глобус, - 2005, - 304 с.
 2. *Ломоносов Г.Г.* Формирование качества руды при открытой добыче. – М.: Недра, - 1975, - 224 с.
 3. *Ершов В.В.* Геолого-маркшейдерское обеспечение управления качеством руд. – М.: Недра, - 1986, - 260 с.

4. *Ермолов В.А.* Геолого-экологическое обеспечение управления качеством руд в процессах рудоподготовки. Учебное пособие. – М.: МГИ, - 1997, - 84 с.
 5. *Новожилов М.Г., Ройзен Я.Ш., Эрперт А.М.* Качество рудного сырья черной металлургии. – М.: Недра, - 1977, - 420 с.
 6. *Ревнивцев В.И., Гапонов Г.В., Зарогатский Л.П. и др.* Селективное разрушение минералов. – М.: Недра, - 1988. – 285 с.

7. Родионов Д.А. Статистические решения в геологии. – М.: Недра, 1981. – 231 с.

8. Коробов С.Д. Разработка оптимизационных методов горно-геометрического анализа при освоении рудных месторождений открытым способом. //Автореферат на соискание ученой степени д.т.н. – М.: МГГУ. 30 с.

9. Васильев П.В., Уиттл Д. Блочное моделирование месторождений при оперативной оценке запасов и оптимизации добычи руд. //Материалы 5-го международного симпозиума "Освоение месторождений

минеральных ресурсов и подземное строительство в сложных гидрогеологических условиях". Белгород, Виогем. Том 2, 1999, - С. 351-362.

10. Васильев П.В. Некоторые стохастические модели и алгоритмы квалиметрии запасов минерального сырья. //Научные ведомости. Белгородский Государственный Университет. Серия: Информатика, Прикладная математика и Управление. Изд. БелГУ. - 2006. -т.1. - №3. -С.45-53.

11. Vassiliev P. Optimizing Open Pit Limits without and with Ore Dressing Predictions. 3rd Bienial Conference "Stratigic Mine Planning", Perth, WA, Mar, 1999, pp.197-207.

12. Caccetta L. and Hill S.P. An application of branch and cut to open pit mine scheduling. Journal of Global Optimization, No.27, 2003, pp.349-365. **WAS**

Коротко об авторе

Васильев П.В. – кандидат технических наук, вед. научный сотрудник маркшейдерского отдела ФГУП ВИОГЕМ.

Доклад рекомендован к опубликованию семинаром № 1 симпозиума «Неделя горняка-2007». Рецензент д-р техн. наук, проф. А.М. Гальперин.



ДИССЕРТАЦИИ

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
ТУЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ			
МИСНИКОВ Олег Степанович	Разработка научных принципов утилизации промышленных отходов с комплексным использованием ресурсов торфяных месторождений	25.00.36	д.т.н.