

**ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ПО ВЫСШЕМУ ОБРАЗОВАНИЮ**

**МОСКОВСКАЯ ГОСУДАРСТВЕННАЯ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНАЯ
АКАДЕМИЯ ИМЕНИ СЕРГО ОРДЖОНИКИДЗЕ**

А.К.Порцевский

**УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ РУДНОЙ МАССЫ
НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ**

Учебное пособие по курсу лекций
для студентов специальности 0902

**“Технология и комплексная механизация
подземной разработки месторождений полезных ископаемых”**

Москва - 1998 г.

Введение

Добытая открытым или подземным способом руда в дальнейшем проходит переработку в товарный концентрат с определенным содержанием полезного компонента. Переработка рудной массы производится на обогатительных фабриках по различным технологическим линиям для богатой и бедной руды, для руды с вредными примесями, для комплексной руды (с несколькими полезными компонентами).

Поэтому руду сортируют, разделяют на группы:

- по химическому составу, содержанию металла;
- по минералогическому составу;
- по гранулометрическому составу.

Сортировка руды начинается у забоя (сплошная или селективная выемка), продолжается на промежуточных складах и отвалах, а заканчивается у обогатительной фабрики.

В среднем по данным металлургического обогащения руд цветных, редких и радиоактивных металлов изменение среднего содержания металла в руде на 1-2 % приводит к увеличению затрат на обогащение руды на 10-20 %. А суточные колебания содержания металлов на рудниках составляет 100 %.

Характеристика месторождений полиметаллических руд и цветных металлов

(см. 1. Ершов В.В. Геолого-маркшейдерское обеспечение управления качеством руд. - М., Недра, 1986, 261 с.; 2. Яковлев П.Д. Промышленные типы рудных месторождений. - М., Недра, 1986, 358 с.)

Тип месторождения и название	Минералы	Полезные компоненты	Форма и условия залегания
1. Месторождения железа Fe			
Железистых кварцитов и пластовое осадочное, скарновое: КМА, Кривой Рог, Магнитогоское, Таштагольское	магнетит, гематит, магнетит, гетит, сидерит, шамозит	железо, кобальт, титан, фосфор, ванадий	пласты в зоне выветривания
2. Месторождения марганца Mn			
Родохрозит-гидроокисное, железо-марганцевое, гонитовое: Никопольское, Чиатурское, Атасуй	пирролюзит, браунит, гаусмадит, мандит, родохрозит, олигонит	марганец, железо, фосфор	пласты в песчано-глинистых породах
3. Месторождения хрома Cr			
Пластовые в габброидных, ультрабазитовых ультраосновных массивах: Сарановское, Кемпирсайское	магнохромит, магнохромит, алюмохромит	хром, железо, титан	пласты в ультраосновных породах
4. Месторождения титана Ti			
Россыпные рутил-ильменитовые, титаномагнетитовые: Бушвельд, Приднепровье, Ставрополье, Тургайский прогиб, Флорида	рутил, ильменит, лейкоксен, лопарит	титан, ниобий, церий, циркон	Россыпи в аллювий-делювиальных породах, пласты
5. Месторождения ванадия V			
Титано-магнетитовые, вана-	кулсонит, ванадий-маг-	ванадий, титан,	Пласты в

дийсодержащие, ванадий-урановые: Бушвельд, Коло-радо, Намибия	нетит, роскоэлит, карно-тит, ванадинит, деклуа-зит	железо, серебро, никель, кобальт, молибден, мышьяк, фосфор	песчаниках, фосфори-тах
6. Месторождения никеля Ni и кобальта Co			
Медно-никелевое сульфидное магматическое: Норильск-1, Талнахское, Октябрьское, Восток, Каммики-ви, Каула, Ждановское	Пентландит, халькопирит, борнит, магнетит, силикаты	никель, кобальт, медь, палладий, осмий, иридий, рутений, родий, золото, серебро, сера, селен, теллур	Пласты, жилы, линзы в интрузивах и экзокон-тактовых породах
Никель-кобальт-арсенидное гидротермальное: Ховуаксинское	Шмальтин, халькопирит, хлоантит, никелин, пирит, марказит, карбонаты	Никель, кобальт, серебро, медь, висмут	гнезда, линзы, жилы в эффузивно-осадочных породах
Никель-силикатное коры выветривания: Липовское, Покровское, Бурановское, Кемпирсайское, Шелектинское	Гарниерит, ревдинскит, нонтронит, непуит, асбололан, серпентин, хлорит	Никель, кобальт	Пласты, жилы, линзы на контактах с карбонатными породами
7. Месторождения вольфрама W и молибдена Mo			
Вольфрам-молибденовое скарновое: Тырнаузское, Чорух-Дайронское, Ингичкинское, Койташское, Восток-2	Молибденит, шеелит, халькопирит, сфалерит, галенит, пирит, пироксен везувиан	Вольфрам, молибден, висмут, золото, серебро, сера	Трубы, штокверки, жилы на контакте гранитоидов с карбонатными породами
Вольфрам-молибденовое грейзеновое: Акчатауское, Караобинское, Парагачайское, Спокойнинское	Молибденит, шеелит, вольфрамит, касситерит, пол.шпат, сульфиды, кварц, слюды, флюорит	Вольфрам, молибден, олово, висмут	Жилы, штокверки в гранитах, песчаниках, сланцах
Молибденит-вольфрамит-кварцевое гидротермальное: Жирекенское, Давендинское, Шахтаминское	Молибденит, халькопирит, галенит, сфалерит, пирит кварц, флюорит	Молибден, вольфрам, свинец, серебро, цинк, медь	Штокверки, жилы, трубы в гранитоидах
Медно-молибденовое гидротермальное: Сорское, Восточно-Коунрадское, Каратас-4	Молибденит, борнит, халькопирит, пирит, мусковит, кварц, полевой шпат	Молибден, золото, медь, серебро	Штокверки и жилы вкрапленных руд во вторичных кварцитах
Кварц-сульфидно-вольфрамитовое гидротермальное: Инкурское, Холтосонское	Вольфрамит, молибденит, халькопирит, пирит, шеелит, кварц,	Вольфрам, молибден, медь	Штокверки и гнезда вкраплен-

	флюорит, карбонаты, серицит		ных руд в эффузивах
8. Месторождения алюминия Al			
Бокситово-латеритные: Висловское, Боке, Уэйп, Иксинское, Амангельдинское	бемит, гиббсит, диаспор - это бокситы или глинозем	алюминий, железо, титан, магний, натрий, калий	Пласты и линзы в осадочных, карбонатных породах
9. Месторождения магния Mg			
Доломитовые, карналлитовые, магнезитовые пластовые: Саткинское, Савинское, Соликамское	доломит, магнезит, карналлит, бишофит	магний, хлор, калий, рубидий	Пласты в осадочных карбонатных породах
10. Месторождения меди Cu			
Ванадиево-железо-медное магматическое: Волковское	Борнит, титаномagnetит халькопирит, ильменит, пирротин, пирит, апатит, силикаты	Медь, железо, ванадий, титан	Линзы в габбровом массиве
Халькопиритовое скарновое: Гумешевское, Зюзельское, Вадимо-Александровское, Саякское	Халькопирит, борнит, куприт, халькозин, сфалерит, пирит, пирротин, magnetит, гранат, кальцит, кварц	Медь, сера, золото, серебро, индий, кадмий	Гнезда, трубы, жилы в приконтактной зоне интрузивов и известняков
Медно-порфировое гидротермальное: Коунрадское, Кальмакырское, Сары-Чеку, Каджаранское, Агаракское	Халькопирит, борнит, энаргит, халькозин, молибденит, сфалерит, галенит, полевой шпат	Медь, молибден, сера, золото, селен, рений, селен, теллур, кадмий	Штокверки, жилы во вторичных кварцитах
Сульфидно-кварцевое гидротермальное: Кафанское	Халькопирит, энаргит, молибденит, галенит, халькозин, сфалерит, пирит, magnetит, кальцит, кварц	Медь, молибден, селен, теллур	Жилы, штокверки во вторичных кварцитах
Медноколчедановое гидротермальное: Дягтярское, Учалинское, Сибайское, Гайское, Урупское	Халькопирит, пирит, сфалерит, галенит, пирротин, борнит, халькозин, арсенипирит, молибденит, барит, кварц	Медь, цинк, сера, золото, серебро, кадмий, теллур, индий, свинец, таллий, кобальт, галлий, германий, висмут	Линзы, жилы, штоки и пласты в эффузивных породах
Медисто-песчаниковое (сланцевое) стратиформное: Джекказганское, Удоканское	Халькозин, борнит, халькопирит, ковеллин, сфалерит, галенит, кварц	Медь, свинец, серебро, цинк, рений, селен, золото, кадмий	Пласты вкрапленных руд в осадочных породах
11. Месторождения свинца Pb и цинка Zn			
Галенит-сфалеритовое скарновое: Верхнее, Садовое, Николаевское, Алтын-	Сфалерит, галенит, пирротин, пирит, халькопирит, magnetит, пи-	Свинец, цинк, серебро, кадмий, висмут, галлий,	Жилы, трубы и гнезда на контакте

Топкан, Кансай	роксен, кварц, кальцит, гранаты	индий, медь, селен, теллур, германий	изверженных пород с известняками
Полиметаллическое гидротермальное: Садонское, Згидское, Кадаинское, Канимансур, Квайсинское	Галенит, сфалерит, халькопирит, пирит, кварц, карбонаты, барит	Свинец, цинк, серебро, золото, медь, кадмий, индий, висмут, олово, галлий, барий, стронций, германий	Линзы, жилы, штоки в эффузивах и туфах
Свинцово-цинковое гидротермальное: Благодатское, Карагайлинское, Текелийское	Галенит, сфалерит, пирит, кварц, карбонаты, барит	Свинец, цинк, золото, серебро, кадмий, олово, таллий, сурьма, индий	Линзы, штоки вкрапленных руд в карбонатных породах
Полиметаллическое колчеданное гидротермальное: Тишинское, Риддер-Сокольное, Змеиногорское, Орловское, Зыряновское, Греховское	Сфалерит, галенит, халькопирит, пирит, кварц, полевой шпат, карбонаты	Свинец, цинк, золото, серебро, кадмий, селен, теллур, сера, кобальт, висмут, таллий, барий, ртуть, сурьма, галлий, индий, германий, медь	Линзы, жилы вкрапленных руд в эффузивах и метаморфических сланцах
Свинцово-цинковое стратиформное: Миргалимсайское, Акджальское, Ачисайское, Горевское, Кайрактинское	Сфалерит, галенит, халькопирит, пирит, марказит, барит	Свинец, цинк, серебро, кадмий	Трубы, жилы, гнезда, штоки и пласты в известняках и доломитах
12. Месторождения олова Sn			
Касситерит-кварцевое гидротермальное: Иультинское, Светлое	Касситерит, вольфрамит, молибденит, кварц, слюда, полевые шпаты, топаз, флюорит, турмалин	Олово, вольфрам, тантал, ниобий, висмут	Жилы, штокверки, гнезда в изверженных и осадочных породах
Касситерит-силикатное гидротермальное: Шерловогоское, Дубровское, Арсеньевское, Силянское, Фестивальное, Солнечное	Касситерит, станнин, пирротин, арсенопирит, пирит, сфалерит, галенит, халькопирит, турмалин, хлорит, кварц, серицит	Олово, свинец, цинк, медь, вольфрам, серебро, индий, кадмий, висмут, кобальт, скандий, ниобий	Жилы, штокверки и линзы в песчаниках, сланцах и эффузивах
Касситерит-сульфидное гидротермальное: Смирновское, Южное, Дальнее, Хинганское, Березовское	Касситерит, галенит, сфалерит, станнин, хальконин, халькопирит, пирит, арсенопирит, пирротин, карбонаты, флюорит	Олово, свинец, цинк, серебро, индий, кадмий, висмут	Жилы, шток, гнезда в песчаниках, глинистых сланцах,

			эффузивах
13. Месторождения сурьмы Sb и ртути Hg			
Сурьмяно-ртутное гидротермальное: Никитовское, Сахалинское, Белокаменное, Хайдарканское, Новое	Киноварь, антимонит, пирит, реальгар, аурипигмент, марказит, галенит, кварц, барит, флюорит	Сурьма, ртуть, галлий	Гнезда, жили в песчаниках, кварцитах, карбонатных породах
Сурьмяно-ртутное гидротермальное: Боркут, Большой Шаян, Сарылахское	Киноварь, антимонит, марказит, пирит, аурипигмент, реальгар, барит, вольфрамит, халцедон, кварц, карбонаты	Ртуть, сурьма, вольфрам	Штокверки, гнезда руд в эффузивных породах
14. Месторождения висмута Bi			
Висмутосодержащие медно-колчеданные, колчеданно-полиметаллические, скарновые	висмутин, теллуриды, сульфовисмутиты	висмут, медь, вольфрам, свинец, цинк, золото, никель, кобальт, серебро, олово, уран, мышьяк	Линзы, жили штоки и пласты в эффузивных осадочных, карбонатных породах

Содержание металла в руде и примерная рыночная стоимость металлов

(см. Яковлев П.Д. Промышленные типы рудных месторождений.
- М., Недра, 1986, 358 с.)

Металл	Содержание в рудах, %	Цена (на 01.04.98.), \$/кг металла
1. Черные металлы		
Железо Fe	14 - 65	0.3 \$/кг
Марганец Mn	30 - 55	1.2 \$/кг
Хром Cr	32 - 60% Cr ₂ O ₃	7 \$/кг
2. Легирующие металлы		
Титан Ti	0.8 - 30% TiO ₂	7.8 \$/кг
Ванадий V	0.4 - 2% V ₂ O ₅	13.2 \$/кг
Никель Ni	0.5 - 5	5.5 \$/кг
Кобальт Co	0.1 - 3	44 \$/кг
Молибден Mo	0.05 - 2	10 \$/кг
Вольфрам W	0.2 - 2.5% WO ₃	15 \$/кг
3. Цветные металлы		
Алюминий Al	50 - 62% Al ₂ O ₃	1.5 \$/кг
Магний Mg	40 - 50% MgO	2.4 \$/кг
Медь Cu	0.4 - 5	1.7 \$/кг
Свинец Pb	4 - 24	0.6 \$/кг
Цинк Zn	4 - 24	1.1 \$/кг
Олово Sn	0.02 - 5	5.5 \$/кг
Ртуть Hg	0.2 - 2	4 \$/кг
Сурьма Sb	1 - 10	1.6 \$/кг

Висмут	Bi	0.01 - 5	4 \$/кг
4. Благородные металлы			
Золото	Au	$(0.5-30) \cdot 10^{-4}$ - 0.5-30 г/т	9090 \$/кг
Серебро	Ag	$(2 - 70) \cdot 10^{-4}$ --- 2-70 г/т	191 \$/кг
Платина	Pt	$(0.7-7) \cdot 10^{-4}$ --- 0.5-30 г/т	12485 \$/кг
5. Радиоактивные металлы			
Уран	U	0.03 - 5	80 \$/кг
Торий	Th	5.5-10% ThO ₂	90 \$/кг
6. Редкие металлы			
Литий	Li	0.2-8% Li ₂ O	0.2 \$/кг за 6% концентрат
Рубидий	Rb	0.1-0.5% Rb ₂ O	700 \$/кг
Цезий	Cs	0.1-0.6% Cs ₂ O	800 \$/кг
Бериллий	Be	0.1-1.5% BeO	200 \$/кг
Стронций	Sr	10-50% SrO	0.4 \$/кг за 90% SrCO ₃
Церий	Ce	3-5% (Ce,La...)CO ₃ F	50 \$/кг
Цирконий	Zr	1-2% ZrO ₂	50 \$/кг
Ниобий	Nb	0.5-2% Nb ₂ O ₅	70 \$/кг
Тантал	Ta	0.01-0.03% Ta ₂ O ₅	500 \$/кг
Кадмий	Cd	0.18-0.4	0.7 \$/кг

Влияние отдельных факторов на качество руды при ее переработке в концентрат

1. Гранулометрический состав - при металлургическом обогащении рудная мелочь размером < 10 мм спекается в камень, а при крупности кусков > 70 мм низкое извлечение металла из руды.

2. Содержание металла - чем выше содержание, тем меньше используется реагентов - разделителей металла от шлама. Чем выше отклонение от среднего содержания, тем выше выход металла в хвосты обогащения и тем ниже извлечение металла из руды.

3. Магнитная восприимчивость - при магнитном способе обогащения отклонения от средней восприимчивости приводит к потерям металла в хвостах.

4. Окисленность руды - наличие в рудной массе окисленных руд резко уменьшает эффективность металлургического и химического обогащения.

5. Электропроводность рудных минералов - оказывает решающее влияние при электростатической сепарации руды на фабрике.

6. Крепость руд и трещиноватость массива - оказывают влияние на буримость, взрываемость скважин и степень измельчения рудной массы.

Основные термины и понятия

1. **Качество продукции** - это совокупность потребительских свойств продукции, определяющих степень пригодности её для использования по назначению.

Характеризуется содержанием полезного компонента и вредных примесей, наличием полезных при обогащении свойств руды.

Категории качества продукции:

1.1. Единичный показатель качества - характеристика одного из свойств сырья, например, содержания металла, нормируемая величина по каждому отдельному фактору.

1.2. Комплексный показатель качества - нормируемое сочетание группы из нескольких факторов, влияющих на технологию переработки руды. Оценивается

аналитически или эмпирически - по статистическим данным. Например, сочетание твердости, вязкости и трещиноватости определяет гранулометрический состав руды и извлечение металла при обогащении.

1.3. Интегральный показатель качества - характеризует влияние совокупности всех групп факторов и соотношения отдельных свойств руды на экономическую эффективность добычи и переработки рудной массы, зависит от рыночной стоимости концентрата и себестоимости его получения, определяет бортовое содержание полезного компонента.

2. Качество полезного ископаемого – это совокупность всех свойств рудного массива, используемых для добычи и обогащения, например, влажность, плотность, твердость, крепость, окисляемость, радиоактивность, гранулометрический состав, содержание полезных и вредных компонентов...

3. Качество горных работ - это технический, технологический и организационный уровень горного производства, соответствующий специфическим условиям разработки месторождения.

Он характеризуется:

- уровнем извлечения полезного ископаемого из недр (потерями) и его разубоживанием при добыче;

- степени обеспечения стабильности качественных свойств рудной массы при добыче (например, коэффициентом вариации какого-то свойства);

- производительностью ведения горных работ;

- себестоимостью добычи руды.

4. Управление качеством рудной массы - это совокупность мероприятий по регулированию полезных свойств рудной массы: определение кондиций, опробование, сортировка, усреднение, т.е. технологические решения по обеспечению стабильности добычи сырья в требуемых объемах, качестве и однородности свойств.

5. Квалиметрия минерального сырья - наука, изучающая теорию и практику количественной оценки качества продукции:

- изучение закономерностей формирования и взаимозависимости отдельных свойств, характеризующих качество продукции;

- исследование методов количественного изменения уровня качества продукции;

- изучение способов контроля за качеством сырья...

Продукция горнорудных предприятий может иметь вид:

а) сырой руды - рудная масса, не подвергавшаяся какому-либо улучшению качества;

б) товарной руды - рудной массы, качество которой, было повышено в результате сортировки, грохочения и частичной стабилизации (разделения руды на группы по диапазонам полезных свойств);

в) концентрата - рудного сырья, качество которого улучшено специальными методами обогащения.

Итак, качество продукции определяется качеством полезного ископаемого и качеством горных работ.

Методы управления качеством продукции

Управление качеством продукции производится на стадиях проектирования, строительства и подготовки месторождения, очистной добычи, на усреднительных складах перед отправкой на обогатительную фабрику. Методы управления: а) совершенствование систем разработки, процессов очистной выемки с целью снижения потерь и разубоживания при добыче; б) управление запасами полезных ископаемых при планировании развития горных работ для усреднения качества отбитой руды; в) управление объемами добычи руды по блокам и забоям для ус-

реднения качества руды в суточной добыче; г) разработка технологий добычи с утилизацией пустых пород в выработанном пространстве; д) устройство усреднительных пунктов между забоем и обогатительной фабрикой; е) обоснование экономически оптимальных кондиций товарной руды; ж) разработка систем контроля и опробования качества руды на всех стадиях ее добычи...

Мероприятия по рациональному использованию недр и повышению качества минерального сырья:

- обеспечение минимума потерь руды из числа балансовых запасов на всех стадиях добычи, транспортировки и переработки;
- сохранение или эффективное вовлечение в отработку забалансовых руд при вынужденном разубоживании;
- комплексное использование сырья с целью извлечения всех попутных полезных компонентов;
- стремление к безотходной технологии, за счет погашения пустот пустыми породами из проходческих забоев и из отвалов...

Значение стабилизации качества руды

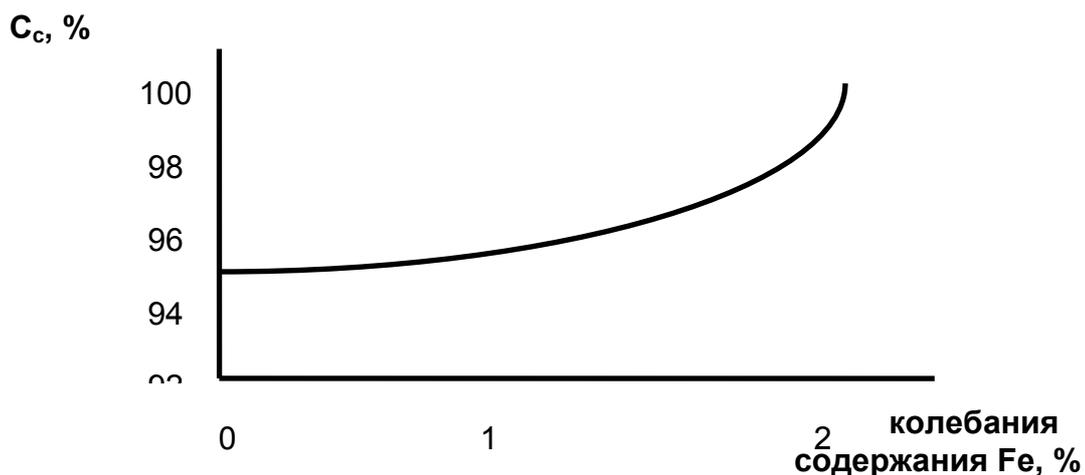
Экономическая эффективность работы рудоперерабатывающих фабрик зависит не только от уровня качества руды (например, содержания металла в ней), но в большей степени от однородности руды по качеству, т.к. обычно снижение колебаний руды по качеству намного важнее общего повышения содержания руды.

Пример распределения руды по сортам для Саткинского магнезитового ($MgFe_2O_4$) месторождения приведен в таблице /4/:

Таблица

Показатели	Содержание, %			
	1 сорт	2 сорт	3 сорт	4 сорт
Окись магния MgO	>46	45-46	43.5-45	36-43.5
Окись кальция CaO_2	<0.8	<1.2	<2.5	<7
Окись кальция CaO_2	<1.2	<1.5	<2.2	<4
Засоренность пустыми породами	<10	<10	<10	<10

Пример. Влияние колебания содержания железа в руде на себестоимость выплавки чугуна



Для цветных и редких металлов разброс качества руды от забоя к забою и от смены к смене очень велик, поэтому значение стабильности качества руды еще выше, чем для черных металлов.

Некоторые укрупненные требования к основным видам минерального сырья приведены в таблице /5/:

Полезные ископаемые	Назначение отрасли	Учитываемые признаки	Относительный уровень качества полезного ископаемого		
			высокое	рядовое	низкое
Железные руды	металлургия	содержание Fe, примесей S и F	Fe>50% S,F < нормы	40-50% S,F < нормы	Fe>40% S,F > нормы
Марганцевые руды	металлургия	Содержание Mn, Fe, примесей F, SiO ₂	Mn>45% F, SiO ₂ < нормы	35-45% F, SiO ₂ < нормы	Mn>35% F, SiO ₂ > нормы
	Стекольное произв-во	Содержание MnO ₂ , Fe	Mn>90% 70-80%	80-90% 50-60%	70-80% 40-50%
Хромитовые руды	металлургия	Содержание CrO ₃ FeO	Cr>40% Fe>2.7%	20-40% 2-2.7%	10-20% 1.6-2%
	Произв-во огнеупоров	наличие глинозема	используются руды с малым содержанием CrO и большим Al ₂ O ₃		
Титановые руды	металлургия	Содержание ильменита, рутила	40-50% >5%	20-40% 3-5%	10-20% 1.5-3%
Магнезит	Произв-во огнеупоров	Содержание MgO CaO ₂ SiO ₂	>45% < 1% < 1.5%	40-50% < 1.2% < 2%	>40% < 1.2% < 3%
Медные руды	металлургия	Состав, тип руд, примеси	Cu > 2%	1-2%	0.5-1%
Никелевые руды	металлургия	Состав, тип руд, примеси	Ni > 2% Mg < 12% S < 12% Al < 12% Si < 23%	1 - 2% < 10%	0.3-1% < 5%
Молибденовые руды	металлургия химическая промышл.	Тип руд, содержание Mo, Cu, Pb, Wo	а) в жилах Mo >1%	0.5-1%	0.1-0.5%
			б) в штокверках Mo>0.3%	0.1-0.3%	0.05-0.1%
Свинцово-цинковые	металлургия химическая промышл.	Тип руд, содержание Pb + Zn	> 6%	2 - 6%	< 2%
Алюминиевые руды	Произв-во алюминия, корунда, хим.пром.	Содержание Al ₂ O ₃ , SiO ₂ , CaO ₂	> 50%	35-50%	25-35%
Фосфатное сырье	Произв-во удобрений	Содержание F ₂ O ₅	> 25%	15-25%	< 15%
Ископаемые	Энергетика,	Теплоотдача	6000-7000	5000-6000	<5000

угли	металлургия	(кал/кг), ность, мость	золь- спекае-	антрацит		зольные угли
------	-------------	------------------------------	------------------	----------	--	-----------------

Методы оценки качества продукции (элемент науки квалиметрии)

1. Оценка однородности сырья - отклонения от среднего по каждому свойству рудной массы оценивается методами математической статистики, характеризуется коэффициентом вариации, а степень усреднения определяется отношением коэффициентов вариации до и после усреднения сырья - степенью стабилизации.

Регрессионный анализ распределения свойств руды

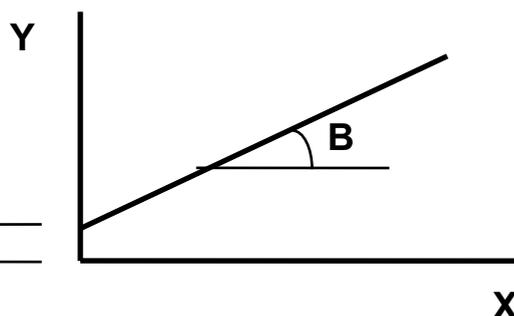
а) при регрессионном распределении функциональная зависимость имеет вид

$$y = B * x + A$$

$$B = \frac{n * \Sigma(X * Y) - \Sigma X * \Sigma Y}{[(n * \Sigma X^2 - (\Sigma X)^2) * (n * \Sigma Y^2 - (\Sigma Y)^2)]^{0.5}} * \frac{[\Sigma(Y - \Sigma Y/n)]^{0.5}}{[\Sigma(X - \Sigma X/n)]^{0.5}} ;$$

$$A = \Sigma Y/n - B * \Sigma X/n$$

$$A \updownarrow$$



- линейный коэффициент корреляции

$$r = \frac{(X * Y)_{\text{ср}} - X_{\text{ср}} * Y_{\text{ср}}}{S_x * S_y} < 0.7 ;$$

где $X_{\text{ср}} = \Sigma X/n$ и $Y_{\text{ср}} = \Sigma Y/n$;

S_x и S_y - выборочные дисперсии по X и Y;

- выборочные дисперсии

$$S_x^2 = X_{\text{ср}}^2 - (X_{\text{ср}})^2$$

$$S_y^2 = Y_{\text{ср}}^2 - (Y_{\text{ср}})^2$$

тогда

$$B = r * S_y / S_x ; \quad A = Y_{\text{ср}} - B * X_{\text{ср}} ;$$

- среднеквадратическое отклонение

$$\Sigma(X_i - X_{\text{ср}})^2$$

$$\sigma^2 = \frac{12}{n - 1} ;$$

- погрешность коэффициента корреляции

$$\sigma_r = \frac{1 - r^2}{n^{0.5}} \longrightarrow 0$$

- надежность коэффициента корреляции

$$M = r / \sigma_r > 2.6 ;$$

- среднеквадратическая ошибка

$$\Delta_x = S_x * (1 - r^2)^{0.5} \longrightarrow 0$$

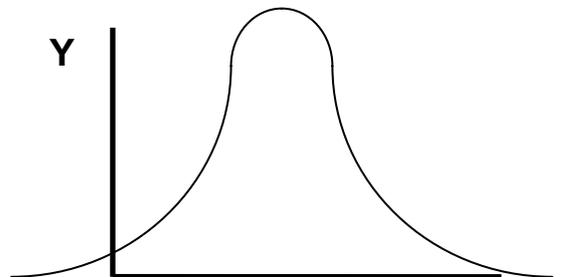
$$\Delta_y = S_y * (1 - r^2)^{0.5} \longrightarrow 0$$

- коэффициент вариации

$$v = \frac{[\sum(X_i - X_{cp})^2]^{0.5}}{X_{cp}}$$

б) при нормальном законе распределения функциональная зависимость имеет вид

$$y = \frac{1}{S * (2 * \pi)^{0.5}} * \exp\left(-\frac{X_0^2}{2 * S^2}\right)$$

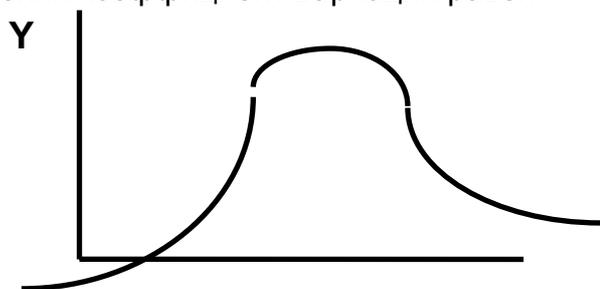


где **S** - среднеквадратическое отклонение,

Коэффициент вариации (**v**) рассчитывается по специальной программе на ЭВМ "obr.exe";

в) при логнормальном распределении коэффициент вариации равен

$$v = [\exp(S_{\text{exp}}^2) - 1]^{0.5}$$



где **S_{exp}** - дисперсия натуральных логарифмов логнормальных величин.

Примеры изменчивости содержания /4/:

а) по данным НИИКМА среднеквадратическое отклонение содержания железа в рудах КМА по сменам и суткам по карьерам составляет:

Лебединский $\sigma_{см} = 1.16-1.31$; $\sigma_{сут} = 0.92-0.93$;
 Михайловский $\sigma_{см} = 1.04-1.3$; $\sigma_{сут} = 0.85-0.88$;
 Стойленский $\sigma_{см} = 2.33-1.83$; $\sigma_{сут} = 1.71-2.55$;

б) по другим карьерам железорудной промышленности:

ЮГОК $\sigma_{см} = 1$; Коршуновский ГОК $\sigma_{сут} = 0.8$;
 НКГОК $\sigma_{см} = 0.8$; Ковдорский ГОК $\sigma_{сут} = 2$;
 НГОК $\sigma_{см} = 1.1$; Оленегорский ГОК $\sigma_{сут} = 1$;
 ЦевГОК $\sigma_{см} = 1.2$; Соколовско-Сарбайский ГОК $\sigma_{сут} = 1.8$;
 Ингулецкий ГОК $\sigma_{см} = 1.8$.

2. Оценка уровня потерь и разубоживания руды

$$Q = Q_{недра} * (1-P) * (1-R),$$

где $Q_{недра}$ - качество руды в недрах (содержание)

или по выходу рудной массы при добыче

$$n = (1-P) / (1-R).$$

3. Оценка производительности горных работ - по суточной, месячной производительности забойного рабочего, блока, рудника, карьера.

4. Оценка экономической эффективности добычи руды по приведенным затратам

$$\mathcal{E} = E_n * K + C + Y_{потерь} + Y_{разубож}$$

5. Оценка комплексного показателя расширенного качества полезного ископаемого (по Г.Г.Ломоносову)

$$Q_k = \frac{\sum(Q_{1_i} * a_i) - \sum(Q_{2_i} * b_i)}{Z_k};$$

где Q_{1_i} и Q_{2_i} - количественные значения каждого полезного и вредного качества (например, содержания в отн.един.);

Z_k - ценность конечной продукции;

a_i и b_i - значимость, степень влияния на себестоимость добычи и обогащение полезного и вредного качества.

Пример.

На КМА по Губкинской обогатительной фабрике получены эмпирические зависимости себестоимости концентрата железа от компонентов руды:

- общего содержания железа в феррите Fe q_1 ;
- содержания железа в магнетите $FeFe_2O_4$ q_2 ;

- содержания окисленного железа FeO q_3 ;
- содержания кремнезема SiO₂ q_4 ;
- содержания извести CaO q_5 ;
- содержания глинозема Al₂O₃ q_6 ;
- содержания магномагнезита MgO q_7 .

$$1 (100\%) = C/c = - 0.26*q_1 - 0.217*q_2 + 0.274*q_3 + 0.126*q_4 + 0.239*q_5 + 0.281*q_6 - 0.153*q_7$$

Отсюда значимость каждого из единичных качественных показателей составляет:

$$a_1 = 0.89; a_2 = 0.75; a_7 = 0.53; \\ b_3 = 0.95; b_{40} = 0.43; b_5 = 0.82; b_6 = 0.97$$

Теперь находим показатель комплексного качества кварцитов:

$$Q = (0.89*q_1 + 0.75*q_2 + 0.53*q_7 - 0.95*q_3 - 0.43*q_4 - 0.82*q_5 - 0.97*q_6) / Z$$

где Z - оптовая цена концентрата.

6. Оценка усреднения примешиваемой бедной и богатой руды: среднее качество полезного ископаемого в добытой руде по участку зависит от качества и объемов добычи руды по блокам (забоям):

$$q = \Sigma(q_i * V_i) / \Sigma(V_i)$$

где q_i - качество (содержание) полезного ископаемого по блоку, забоя; V_i - объем добычи по блоку, забоя.

6.1. Если руда комплексная, т.е. с двумя-тремя полезными компонентами, то нормирование добычи руды по блокам осуществляется решением линейных неравенств:

$$A_{11} * V_1 * (1 - P_1) + A_{12} * V_2 * (1 - P_2) + \dots \geq M_1 \\ A_{21} * V_1 * (1 - P_1) + A_{22} * V_2 * (1 - P_2) + \dots \geq M_2$$

где A_{mn} - содержание m -ого компонента в руде из n -ого блока, %
 V_n - объем добычи из n -ого блока, т;
 M_m - план добычи m -ого компонента руды по руднику, карьере, т;
 P_n - разубоживание руды по блокам, забоям.

6.2. При нормировании добычных работ осуществляют не только плановый объем добычи руды, но и обеспечивают стабильность качества выдаваемой рудной массы, поэтому линейные неравенства имеют вид:

$$[A_{11} * V_1 * (1 - P_1) + A_{12} * V_2 * (1 - P_2) + \dots] / \Sigma(V_i) = A_1 \\ [A_{21} * V_1 * (1 - P_1) + A_{22} * V_2 * (1 - P_2) + \dots] / \Sigma(V_i) = A_2$$

$$A_{11} * V_1 * (1 - P_1) + A_{12} * V_2 * (1 - P_2) + \dots \geq M_1$$

$$A_{21} * V_1 * (1 - P_1) + A_{22} * V_2 * (1 - P_2) + \dots \geq M_2$$

где A_1 и A_2 - плановое содержание компонентов в выдаваемой руде.

Подробнее об этом позже - при рассмотрении технологии оперативного планирования усреднением руды.

Совокупность факторов, влияющих на формирование качества добытой руды

1. Природные:

качество руды на отдельных участках, блоках и их изменчивость, контакты руды с вмещающими породами, наличие вредных примесей, трещиноватость и физико-механические свойства руды, пород.

2. Технологические:

эксплуатационные границы залежи (по бортовому содержанию металла в руде), последовательность и порядок отработки залежи. способ вскрытия и подготовки залежи, система разработки, очистное оборудование, количество действующих блоков, наличие и способ рудосортировки, дробления и грохочения, наличие складов руды с усреднительными устройствами, способы контроля качества руды...

3. Экономические:

себестоимость добычи, переработки руды, кондиции для данного месторождения, цена на товарную руду и концентрат ...

4. Государственная необходимость:

потребность в данном полезном ископаемом как стратегическом сырье, социальная необходимость обеспечить население работой...

Часть этих факторов являются неуправляемыми, другая - управляемыми.

Принципы технологического управления качеством рудной массы

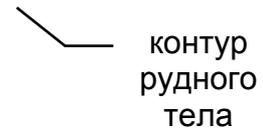
1. Оптимизация рудного контура за счет рационального обоснования кондиций на минеральное сырье:

- min промышленное содержание полезного компонента по блоку, руднику;
- бортовое содержание полезного ископаемого;
- max допустимое содержание вредных примесей;
- min коэффициент рудоносности для месторождений с крайне неравномерным оруденением;
- min выемочная мощность по добычному оборудованию;
- max допустимая мощность прослоев пустых пород внутри рудного контура;
- min запасы в изолированных и обособленных рудных телах.

2. Оптимизация соотношения между потерями и разубоживанием руды при отбойке и выпуске, когда определяется фактический контур забоя, выработанного пространства (см.рисунок).

Принцип построения фактического контура - количество квадратов с преобладающими потерями руды должно быть равно количеству квадратов с разубоженной рудой, тогда общий объем добычи руды не изменится, хотя изменится среднее содержание в рудной массе.



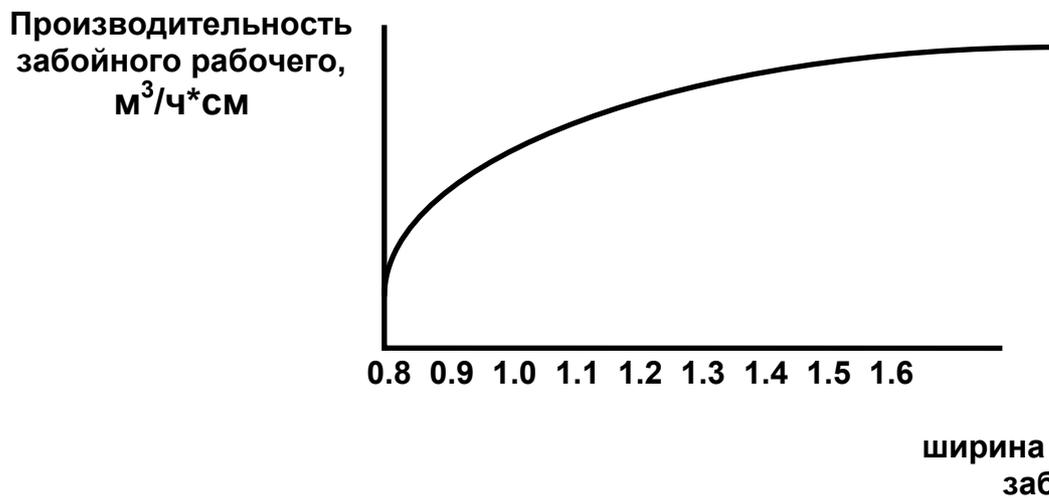


объёмы из внутреннего контура - потерянная руда;
объёмы из внешнего контура - разубоженная руда.

3. Оптимизация ширины очистного пространства, когда с увеличением ширины увеличивается производительность добычи (за счет использования мощной самоходной техники), но увеличивается разубоживание руды и затраты на дополнительные подготовительные, нарезные выработки (например, наклонный съезд).

4. Применение селективных методов отбойки для случаев:

- когда каждый сорт руды требует индивидуальной технологии переработки на обогатительной фабрике;
- когда при совместной отработке бедных и богатых руд заметно возрастают потери металла на стадиях транспортировки, обогащения...



5. Применение сортировки радиоактивной руды на различных стадиях технологического процесса добычи:

- РРР ручная рудоразборка (визуальная, с переносным радиометром);
- РЗС радиометрическая забойная сортировка;
- РКС сортировка на радиометрических контрольных станциях при откатке;
- РОФ покусковая сортировка на радиометрических обогатительных станциях при рудоперерабатывающей фабрике;
- ОТС обогащение в тяжелых суспензиях на фабрике.

6. Управление средним уровнем качества рудной массы за счет регулирования объемов добычи богатых и бедных руд по забоям и блокам.

7. Управление стабильностью качества руды за счет перемешивания сортов на складе, в бункерах.

Опробование качества минерального сырья

Опробование - это процесс определения характеристик и свойств руды по отдельным пробам-порциям.

Способы отбора проб:

- 1) штучный - отбор единичного куска весом 0,5-2 кг из вагонетки, ковша...;

- 2) точечный - отбор нескольких небольших кусков руды из емкости, например, по определенной сетке, вес всех кусков не более 5 кг;
- 3) бороздовый - отбор небольших кусков по линии-борозде в емкости;
- 4) шламовый - отбор бурового шлама при бурении скважин.

Операции подготовки проб к анализу на качество:

- дробление и измельчение;
- грохочение и рассеивание для разделения частиц по классам крупности;
- перемешивание и сокращение проб...

Методы определения качественного состава руд без отбора геологических проб

1. Геофизические методы - измерение излучений, физических полей приборами.

Радиометрические методы - основаны на измерении естественной радиоактивности руд (по гамма-излучению) и служат для определения содержания радиоактивных элементов в рудах. Приборы - радиометры типа СРП-68 и "Агат-69".

1.1. Радиометрический анализ служит для определения содержания радиоактивных элементов в массиве, рудной массе, в пробах.

1.2. Гамма-спектральный, рентгеноспектральный анализ применяют для определения содержания урана, тория, калия в порошковых пробах.

1.3. Спектроскопический альфа анализ - служит для определения количества изотопов и их соотношения в руде, чтобы оценить происхождение и условия формирования месторождения.

1.4. Эманационный анализ применяют для оценки содержания радиоактивных руд по величине интенсивности выхода из них газа радона.

2. Ядерно-геофизические методы - основаны на воздействии определенного вида лучей на исследуемый материал и изучении интенсивности и спектра вторичного (ответного) излучения. Этими методами определяют состав и контуры руд, содержание изотопов в естественном состоянии и в порошковых пробах.

2.1. Гамма-гамма анализ - основан на эффекте фотопоглощения гамма-квантов с высокими атомными номерами, он позволяет оценить содержание железа, марганца, олова, свинца, ртути в естественном их состоянии.

2.2. Рентгенорадиометрический анализ позволяет оценить содержание меди, бериллия, мышьяка, серебра, стронция, олова, тантала, циркония, серы, урана, тория...

2.3. Гамма-нейтронный анализ бериллия - это облучение гамма-лучами эталона радиоактивной сурьмы образца бериллия и регистрация ответного нейтронного излучения бериллия.

2.4. Нейтрон-нейтронный анализ - сущность его в регистрации потока замедленных нейтронов из образца бора при облучении его быстрыми нейтронами из эталона бора.

2.5. Нейтронный гамма анализ основан на регистрации ответного гамма излучения образца руды после бомбардировки его ядер нейтронами из соответствующих эталонов, так определяется содержание железа, марганца, никеля, хрома, ртути, титана...

2.6. Активационный анализ - оценка наведенной активности радиоизотопов после бомбардировки образца руды нейтронами, гамма-квантами или заряженными частицами из эталона, служит для оценки фтора, ванадия, марганца, алюминия, меди, золота...

2.7. Метод ядерного гамма-резонанса - применяется для анализа содержания олова.

2.8. Метод искусственной радиоактивности - оценка ответного излучения изотопов меди после их бомбардировки изотопами Cu_{64} .

3. Методы минералогического опробования.

3.1. Оптико-геометрические методы - это анализ рудного массива оптически-ми приборами и оценка видимых контактов руда-порода, содержания минералов в руде.

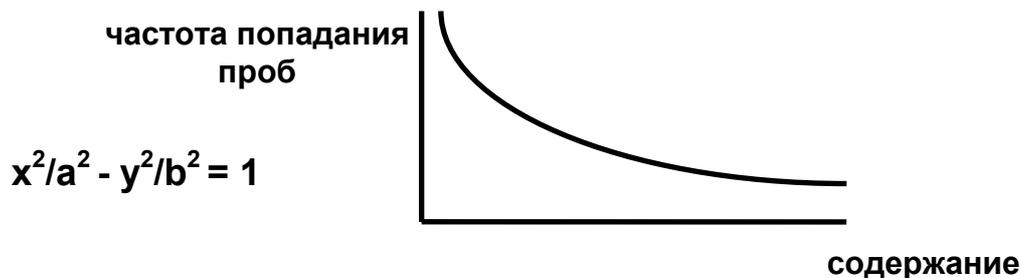
3.1.1. Штуфный метод - отбор проб, полировка поверхности штуфа, анализ его под микроскопом.

3.1.2. Линейный метод - специальным анализатором различают минералы по степени их прозрачности или по способности отражать свет.

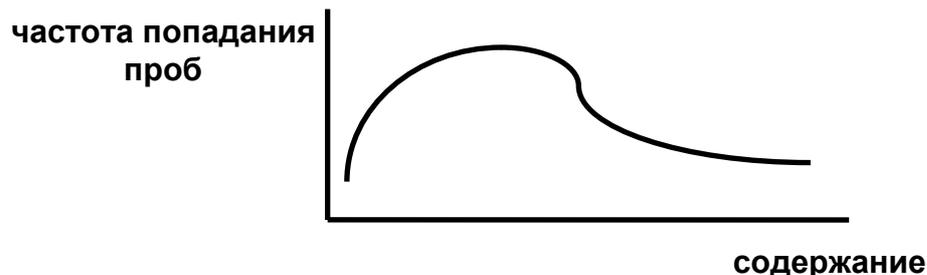
3.2. Люминесцентный метод - основан на свечении в темноте бериллия, фосфора.

4. Типы кривых распределения содержания руды на месторождениях.

4.1. Гиперболовидное распределение по рудному массиву - характерно для месторождений золота, ртути, алмазов, гнездовых залежей редких металлов с низким содержанием и прерывистым оруденением:

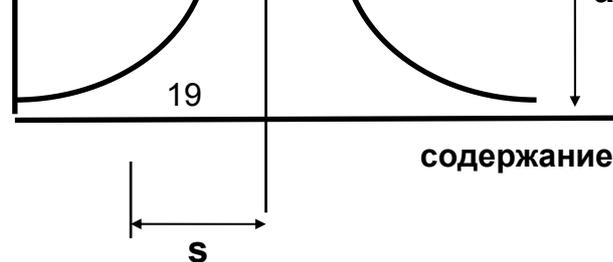


4.2. Логнормальное - характерно для меди, полиметаллов, вольфрама, олова, молибдена, урана, т.е. залежей с прерывистым обособленным оруденением:



4.3. Нормальное - обычно для калийных солей, бокситовых, железорудных залежей, когда содержание в каждой пробе отражает плавный характер оруденения на месторождении:

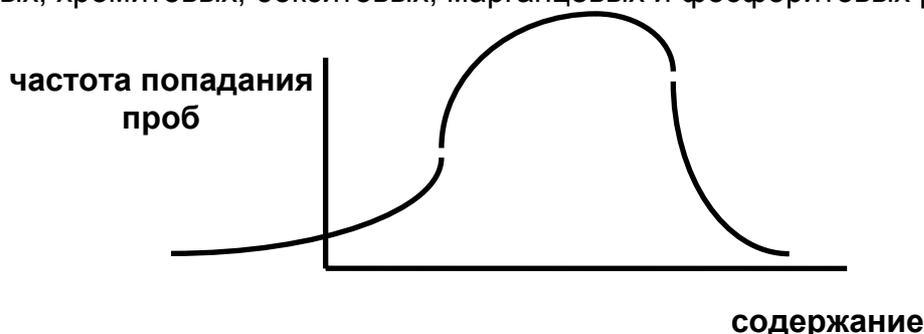
$$y = (2 \cdot \pi \cdot s)^{-0.5} \cdot \exp(-2 \cdot \{(x-a)/s\}^2)$$



где **a** - это max по "y";

s - расстояние между перегибами.

4.4. Зеркально логнормальное (правосимметричное) - характерно для многих железорудных, хромитовых, бокситовых, марганцевых и фосфоритовых руд:



4.5. Если кривая распределения содержания по пробам имеет несколько вершин, следовательно, эта руда состоит из нескольких минеральных образований различного происхождения, например, первичные и окисленные минералы железа, железо в составе пирита и в составе магнетита.

Принципы управления качеством рудной массы при подземной добыче

1. Селективная добыча разных сортов руды: отдельная отбойка, доставка к разным рудоспускам, разделение рудопотоков при откатке...
2. Выемка маломощных жильных месторождений слоевыми системами разработки или вертикальными прирезками по простиранию, при этом используются следующие приемы управления качеством:
 - снижение ширины очистного пространства даже за счет перехода на менее мощную очистную технику;
 - уменьшение разубоживания за счет применения крепления и оптимизации режима выпуска отбитой руды из камер;
 - оконтуривание неизвлекаемых породных и забалансовых участков;
 - применение двухстадийной селективной выемки;
 - использование радиометрической забойной сортировки;
 - применение щелевой отбойки...
3. Сортировка руды на разных стадиях разработки: от ручной рудоразборки до покусковой сортировки на радиометрической обогатительной фабрике.
4. Управление качеством руды при скважинной отбойке сложных рудных тел:
 - оставление в камерах породных прослоев неотбитыми ;
 - селективная отбойка сортов руды;
 - щелевая отбойка сближенными скважинами...
5. Управление качеством руды при выпуске ее под обрушенными породами:
 - опробование руды по дозам выпуска;
 - выбор рациональных расстояний между воронками;
 - равномерно-последовательный режим выпуска из разных воронок камеры;
 - выбор рациональных параметров БВР для регулирования показателями сыпучести отбитой руды...

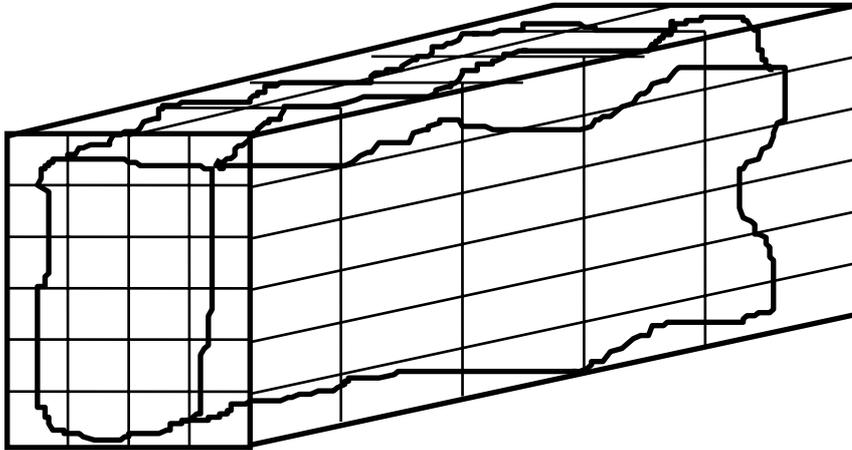
Анализ влияния показателя сложности залегания

месторождения на потери и разубоживание руды

Сложность залегания рудных тел по Г.Г.Ломоносову обуславливается их формой, углом падения, размерами и изменчивостью контакта руда-порода.

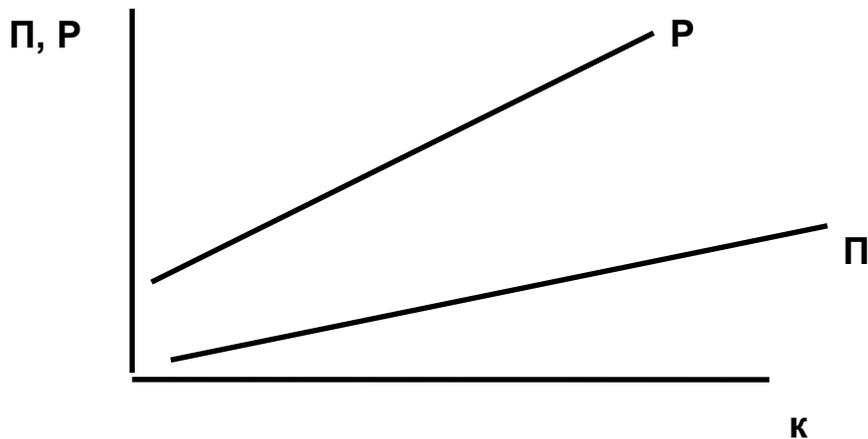
Показатель сложности определяется отношением суммы единичных объемов балансовой руды с прихватом пустых пород (V_i) к полному геометрическому объему рудного тела (V):

$$k = \Sigma(V_i) / V$$



Чем выше показатель сложности, тем более тяжелые условия залегания месторождения и тем сильнее будут потери и разубоживание при добыче, т.е. растет экономический ущерб, падает прибыль.

$$П = A * k + B \quad \text{и} \quad Р = C * k + D$$



Показатель сложности залегания рудного тела по карьерам

(на основании анализа геологических чертежей) /4/

Таблица

Карьер	Вид месторождения	Масштаб чертежа	Площадь рудного тела	Показатель сложности
Зыряновский	Свинцово-цинковое	1:1000	0.01471	0.262
Каджаранский	Вольфрам-молибденовое	1:5000	0.002180	0.154

Гайский	Медно-цинковое	1:1000	0.02109	0.222
Норильский	Медно-никелевое	1:250	0.0023	0.069
Ждановский	Медно-никелевое	1:500	0.003	0.0214
Лебединский	Железородное	1:7000	0.00051	0.056
Оленегорский	-- " --	1:1000	0.77	0.0455
Ковдорский	-- " --	0.0455	0.0182	0.0194
Новокриворожский	-- " --	1:2000	0.236	0.017

Экономический ущерб от потерь и разубоживания

1. Ущерб от незапланированных потерь заключается в недополучении прибыли от непродажы утерянного в недрах металла, от лишних затрат на разведку, вскрытие и подготовку балансовых запасов, от необходимости компенсации потеренных запасов внеплановой добычей на других участках:

$$Y_{\text{п}} = \Pi * V * \gamma * [A_{\text{р}} * b * e * \text{Ц} / A_{\text{к}} - (C_{\text{д}} + C_{\text{п}})] + \Pi * V * \gamma * (C_{\text{р}} + K_{\text{о}} * E_{\text{н}}) + \Pi * V * (K_{\text{п}} + 1) * C_{\text{в}} / (1 - \Pi) + \Pi * V * K_{\text{уд}} * \gamma / (1 + E_{\text{н}})^{(T-t)}, \$;$$

где Π - потери, отн.ед; V - объем рассматриваемых балансовых запасов (камеры, блока, участка...);

γ - плотность руды, т/м³;

$A_{\text{р}}$, $A_{\text{к}}$ - содержание металла в руде и в концентрате, отн.ед;

b - выход металла при добыче;

e - извлечение в концентрат;

Ц - цена на концентрат, \$/т;

$C_{\text{д}}$, $C_{\text{р}}$, $C_{\text{п}}$ - затраты на добычу, разведку и переработку, \$/т;

$K_{\text{о}}$ - приведенная величина капитальных вложений на 1 т годовой добычи, \$/т;

$E_{\text{н}}$ - нормативный коэффициент экономической эффективности капвложений, $E_{\text{н}} = 0,15$;

$K_{\text{уд}}$ - удельные кап.затраты на новую разведку, изыскание, проектирование, строительство нового карьера, \$/т;

T - срок полной отработки карьера, годы;

t - продолжительность периода строительства до начала очистных работ, годы.

2. Ущерб от повышенного разубоживания обуславливается затратами на дополнительную отбойку, доставку, выпуск, откатку и подъем на поверхности, переработку на обогатительной фабрике лишних объемов пустых пород, к тому же понижающих сорт извлекаемой руды:

$$Y_{\text{р}} = P * V * \{Z_{\text{из}} + (K_{\text{в}} - 1) * C_{\text{в}}\} / (f_{\text{р}} + P * f_{\text{п}}) + V * P * \gamma * (C_{\text{п}} + C_{\text{тр}}), \$;$$

где $Z_{\text{из}}$ - извлекаемая ценность руды, \$/т;

P - разубоживание, отн.ед.;

$f_{\text{р}}$, $f_{\text{п}}$ - величины, обратные плотности руды и породы, м³/т;

$K_{\text{в}}$ - коэффициент вскрыши;

$C_{\text{в}}$, $C_{\text{п}}$ - себестоимость вскрыши и затраты на переработку руды, \$/т;

$C_{\text{тр}}$ - разница в себестоимости транспортирования 1 т руды от карьера до фабрики или до отвала, \$/т.

Извлекаемая ценность 1 т руды в массиве равна:

$$Z_{\text{из}} = \Sigma(A_{p_i} * e * C_i * b) / A_k, \text{ \$/т.}$$

Оценка качественно-геометрического показателя карьерного поля

Этот показатель (по Г.Г.Ломоносову) лежит в основе геометрического анализа карьерных полей:

$$W = q * V_o / V, \text{ м}^3 / \text{м}^3 \quad \text{или}$$

$$W = Z / (1 + K_b), \text{ \$/м}^3;$$

где q - комплексное качество полезного ископаемого в объеме V_o ;

V_o - объем балансовых руд, м^3 ;

V - общий объем горной массы, т.е. руда со вскрышей, м^3 ;

Z - ценность руды, \$;

K_b - коэффициент вскрыши.

1. Влияние качественно-геометрического показателя на границы карьера

Граничный коэффициент вскрыши

$$K_{\text{гр}} = (C_d - C_o) / C_b, \text{ \$ / \$};$$

где C_o , C_b - себестоимость добычи допустимая, открытым способом, себестоимость вскрыши, \$/т или \$/м³;

C_d - допустимая величина себестоимости полезного ископаемого в \$/т или \$/м³:

$$C_d = C - П;$$

$$C_d = C_p;$$

$$C_d = C_a;$$

C - цена 1 т или м³ полезного ископаемого;

$П$ - планируемая прибыль горного предприятия с 1 т или м³ полезного ископаемого;

C_p - себестоимость добычи здесь же полезного ископаемого подземным способом, \$/т или \$/м³;

C_a - себестоимость получения альтернативного сырья (например, газ вместо угля или пластмасса вместо стали), \$/т или \$/м³;

Условие рациональности прирезки новых контуров (по Г.Г.Ломоносову):

$$W_{\text{т}} = (V_o * Z_{\text{из}}) / V < W_d,$$

где V_o - объем ископаемого в новом контуре карьера, м³;

$Z_{\text{из}}$ - извлекаемая ценность ископаемого в этом контуре, \$;

V - объем горной массы из нового контура, м³;

W_d - минимально-допустимое значение качественно-геометрического показателя, \$/ м³:

$$W_d = Z / (1 + K_{гр}) .$$

Пример. Руда - цинковая с содержанием металла в блоках: $A_1=1\%$, $A_2=1.25\%$, $A_3=1.5\%$, $A_4=1.75\%$, $A_5=2\%$. Цена 1 т металла $C=750$ \$/т (в ценах 80-ых годов). Содержание цинка в концентрате $A_k=50\%$. Извлечение цинка из концентрата в металл $b=90\%$. Себестоимость вскрыши $C_v=0.6$ \$/м³. Себестоимость допустимая $C_d=0.8$ \$/м³. Себестоимость обогащения руды $C_o=3.5$ \$/м³. Себестоимость переработки концентрата $C_{пер}=50$ \$/м³. Плотность руды $\gamma=2$ т/м³. Разубоживание $P=3\%$. Потери $\Pi=0\%$

Расчет ведем по первому блоку (такой же расчет можно сделать и по другим блокам):

- содержание металла в добытой рудной массе

$$A_d = (1 - \Pi) * (1 - P) * A_1 = 0.97\%$$

- извлекаемая ценность руды

$$Z_{из} = A_d * b * C / (A_k * \gamma) = 0.97 * 0.5 * 750 / (0.9 * 2) = 11.21 \text{ $/м}^3$$

- выход концентрата из 1 м³ руды

$$b_k = A_d * e , \%$$

- затраты на переработку концентрата

$$Z_n = b_k * C_{п} * A_k , \text{ $/м}^3$$

- затраты на обогащение руды

$$Z_o = b_k * C_o , \text{ $/м}^3$$

- допустимая себестоимость добычи полезного ископаемого

$$C_{доб}^{min} = Z_{из} - (Z_n + Z_o) = 3.91 \text{ $/м}^3$$

- граничный коэффициент вскрыши

$$K_{гр} = (C_{доб}^{min} - C_d) / C_v = 5.18 , \text{ м}^3/\text{м}^3$$

- минимально-допустимая ценность ископаемого, отнесенная к объему горной массы

$$W_d = Z_{из} / (1 + K_{гр}) = 0.63 .$$

С повышением содержания металла в руде в прирезаемых блоках увеличивается граничный коэффициент вскрыши и соответственно уменьшается значение

допустимой ценности руды W_d . Т.е. более высокому качеству полезного ископаемого соответствует большая глубина и ширина контура открытых горных работ.

На этом принципе основан графический способ определения предельного контура, глубины карьера:

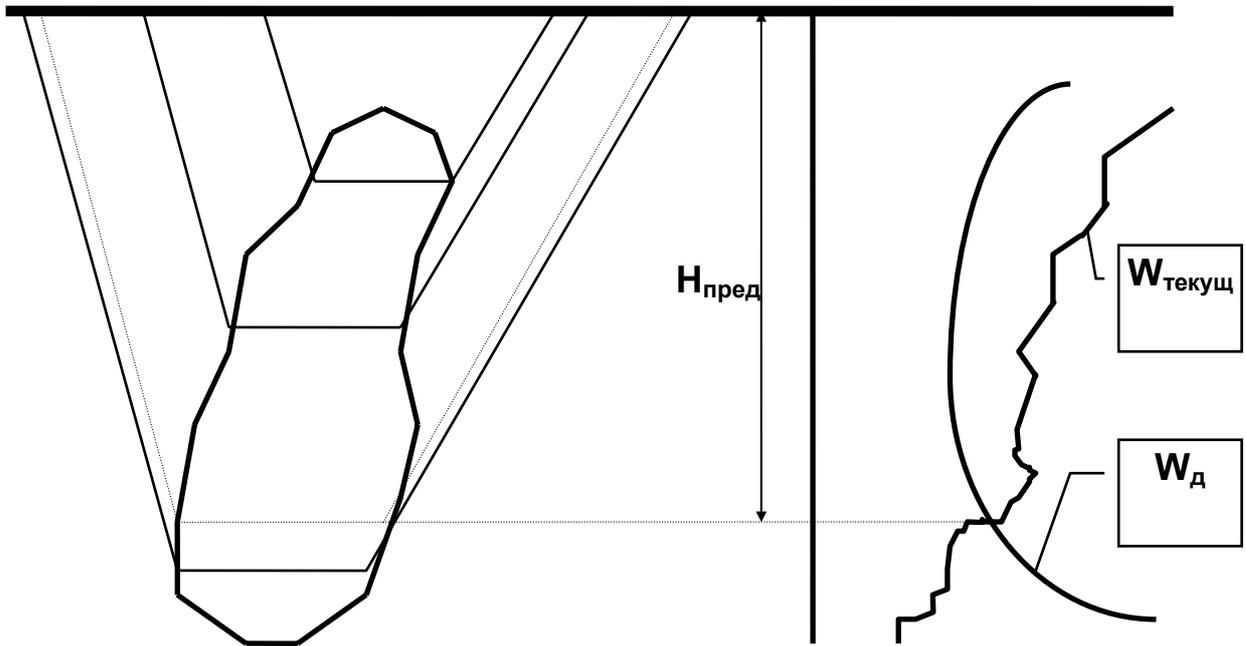


График W_d - кривая, т.к. с глубиной растет содержание металла в руде ($Z_{из}$).

$$W_{\text{текущ}} = \sum V_i * Z_{из} / V_{\text{пм}}$$

2. Влияние качественно-геометрического показателя на направление развития горных работ и на вскрытие рабочих горизонтов

В ходе ведения горных работ в каждый период времени планируется определенное соотношение объемов добытой руды и вынимаемой вскрыши (текущий коэффициент вскрыши), а также определенное качество извлекаемой руды (текущий качественно-геометрический показатель).

Текущий качественно-геометрический показатель:

$$W_T = q / (1 + K_T),$$

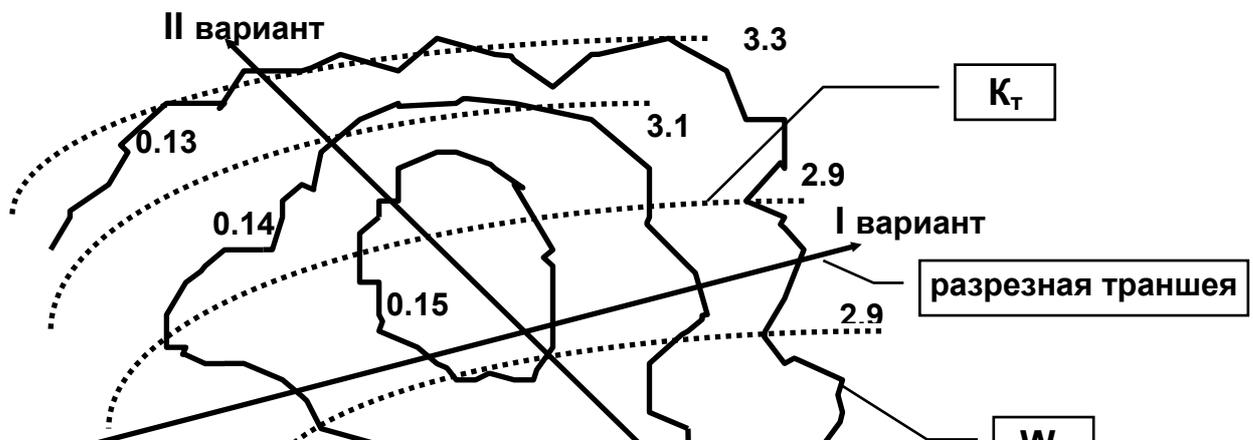
где q - комплексное качество ископаемого (например, его ценность), \$;

K_T - текущий коэффициент вскрыши

$$K_T = \sum V_B / \sum V_P,$$

$\sum V_B, \sum V_P$ - извлеченная вскрыша и руда за определенный период времени, M^3 .

Рассмотрим план карьерного поля с изолиниями K_T и W_T .



Первый вариант развития горных работ (вкрест изолиний вскрыши) является оптимальным по условию минимальных колебаний объемов вскрыши во времени, но тогда будут резкие декадные, месячные колебания среднего содержания в выдаваемой рудной массе.

Второй вариант (вкрест изолиний качества) - оптимальный с точки зрения стабильности качества добываемой руды, но возможны большие колебания объемов вскрыши.

Кроме того при первом варианте развития работ вскрытие осуществляется простой внешней траншеей, а при втором варианте - внутренней траншеей, что выгоднее; а где больше прибыль при меньших приведенных затратах с учетом кап.затрат на траншеи и эксплуатационных затрат на добычу руды и с учетом извлекаемой ценности руды - это можно оценить только лишь комплексным технико-экономическим анализом.

Влияние технологических процессов добычных работ на качество рудной массы

При добыче полезного ископаемого необходимо соблюдение кондиций руды (в отличие от вскрышных работ), поэтому при значительной изменчивости формы рудных тел и качественных характеристик ископаемого на добычных участках характерен криволинейный фронт работ, большое число резервных забоев и блоков.

Все технологические процессы добычных работ сопровождаются вспомогательным процессом - опробованием качества руды: а) при бурении эксплуатационно-разведочных и взрывных скважин; б) в развале горной массы после взрыва; в) в забое экскаваторов; г) в транспортных емкостях; д) на складах полезного ископаемого. Данные опробования наносятся на по-горизонтные планы и вертикальные разрезы, затем принимаются на их основе решения по организации горных работ с учетом качества руды.

1. Управление качеством руды при буровзрывных работах

Для успешной экскаваторной сортировки руд в забоях необходимо соблюдать дополнительные требования к буровзрывным работам:

- при взрыве не должно быть чрезмерного перемешивания руды с приконтурными породами;
- руда и вмещающие породы, разнотипные, сортовые руды должны размещаться в развале так, чтобы были оптимальными условия для отдельной экскаваторной выемки и погрузки.

Эти условия выполняются за счет отдельного взрывания горных пород несколькими способами:

- а) одновременным (двухстадийным) взрыванием вертикальных скважин горизонтальными слоями;
- б) взрывание наклонных (под углом падения рудного тела) скважин;
- в) выборочное взрывание участков карьера в плане;
- г) щелевое (контурное) взрывание;
- д) взрыворазделение направленными взрывами. В большинстве случаев средством управления качеством рудной массы является снижение диаметра взрывных скважин, т.к. существует зависимость между диаметром скважин и разу-

боживанием руды пустой породой в приконтурной зоне массива (например, эмпирическая зависимость Г.Г.Ломоносова):

$$R = 100\% * \left| 1 - \frac{m}{0.88 * D * c^{0.5}} \right|, \quad \%$$

где **R** - разубоживание;

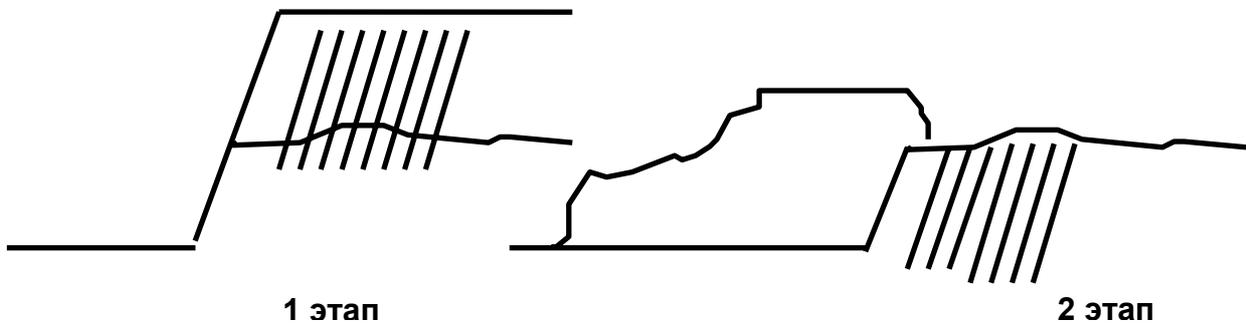
D - диаметр скважин, мм;

m - мощность рудной залежи, м;

c - поправочный коэффициент, равен для скальных пород $c = 1300-1400$.

Разновременное (двухстадийное) взрывание

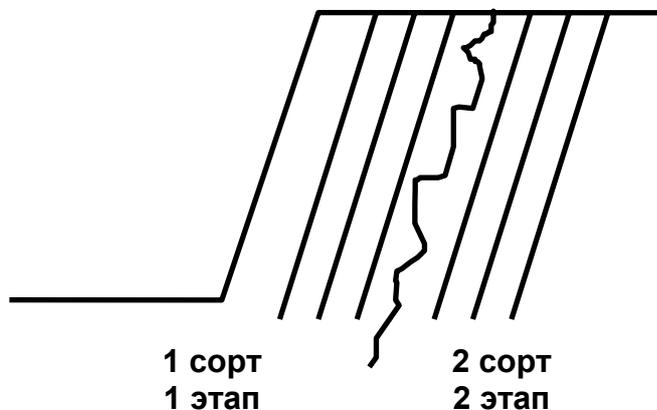
Условие применения - угол наклона контакта руда-порода не более 12 -15 градусов от горизонта, иначе растут потери и разубоживание. Если контакт наклонен в сторону откоса под углом 15-60 град., то целесообразно производить взрывание скважин переменной глубины - до контакта руда-порода.



Недостаток - двухстадийные бурение, зарядание, что снижает производительность работ.

Наклонные взрывные скважины

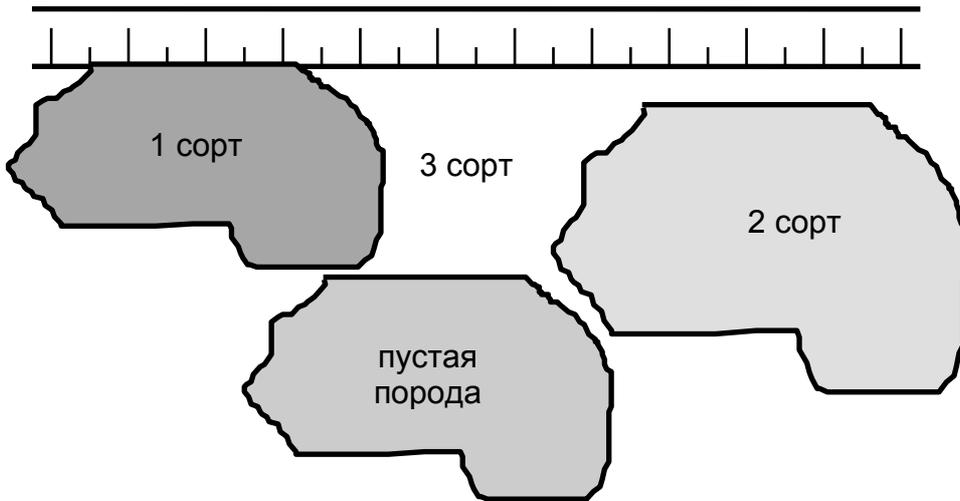
Условие применения - крутые (более 55 град.) углы контакта руда-порода. Иногда используются скважины малого диаметра.



Все скважины бурятся одновременно, а взрываются либо с замедлением либо после отгрузки руды экскаватором - на второй стадии работ.

Выборочное взрывание участков в плане

Это тоже разновременное взрывание скважин, расположенных в плане на разных участках - например, по сортам. Сначала взрывают рудные участки, затем породные, или наоборот.



Щелевое контурное взрывание

Это взрывание без нарушения естественных геологических структур, сначала взрывают сближенные (и может быть уменьшенного диаметра) скважины вдоль контакта руда-порода, создавая щель (плоскость обнажения), затем подрываются основные заряды в обычных скважинах. Этот способ может сочетаться с наклонными взрывными скважинами и с выборочным взрыванием участков. Контурные скважины малого диаметра заряжаются либо все, либо через одну.

При этом способе улучшается дробление горной массы, уменьшается сейсмическое воздействие взрывов на нетронутый массив, при этом достигается min потерь и разубоживания, зато увеличивается расход бурения примерно на 30%.

Взрыворазделение направленным взрыванием

Взрыворазделение возможно за счет регулирования конструкцией заряда, замедлением детонации от ряда к ряду скважин.

Ожидаемые размеры развала горной массы после взрыва определяются по эмпирическим зависимостям, поэтому можно добиться разного разброса руды и породы или разных сортов руды за счет изменения величины, конструкции заряда, типа ВВ, способа взрывания и величин замедления детонации.

Известны два способа взрыворазделения:

а) отброс пород верхней части уступа и нормальное разрыхление руды в нижней части; б) выброс руды из нижней части уступа и обрушение пород из верхней части.

Чем больше диаметр скважины или выше работоспособность ВВ или количество взрывчатки в заряде, тем дальше разлет взорванных пород. Чем больше промежуток времени между взрывами соседних скважин, тем меньше гасятся сейсмические волны, т.е. если между зарядами скважин на участке руды одного сорта замедление > 50 мс, а на контакте двух сортов замедление между зарядами соседних скважин < 50 мс, то в развале руды двух сортов разделятся за счет наложения сейсмических волн.



2. Управление качеством руды при выемочно-погрузочных и транспортных работах

Выемочно-погрузочные работы в забое могут производиться валово (сплошная выемка) или отдельно (селективная выемка) с сортировкой на руду и породу или по сортам руды.

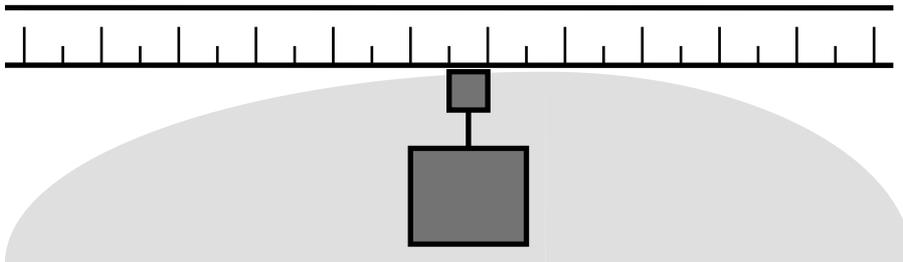
Экскаваторная сортировка бывает простой и сложной:

- простая - это выемка руды участками отдельно каждого сорта по фронту и ширине забоя (развала) без сортировки по его высоте;

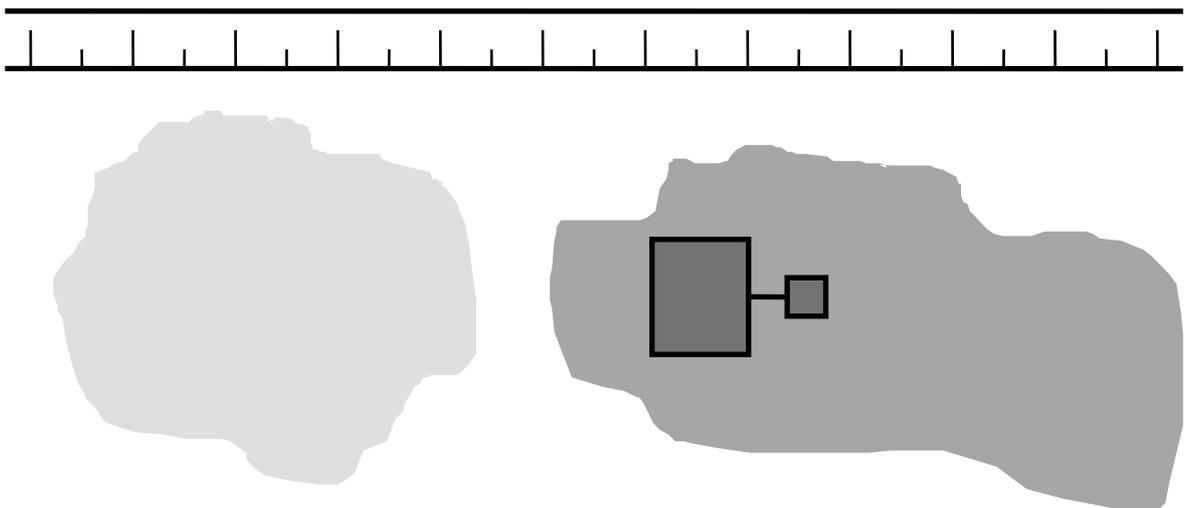
- сложная - это отдельная выемка сортов по участкам и по высоте развала.

Способы простой сортировки:

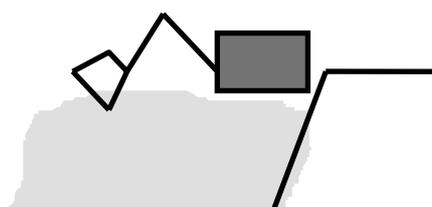
а) за счет переменной ширины заходки в зависимости от линии контакта сортов

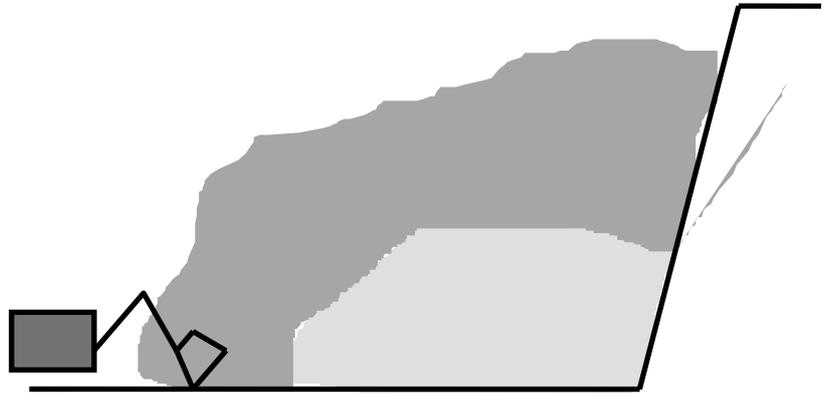


б) за счет выборочной выемки участков уступа в плане



в) за счет послойной двухстадийной выемки из развала при условии горизонтальных пластов руды





Сложная сортировка применяется при большой изменчивости сортов руды в развале, она эффективна при визуальном отличии руды от породы, тогда черпают отдельно руду, отдельно породу.

Управление транспортом осуществляется разделением грузопотоков - отдельно к рудному складу, отдельно к породному отвалу. Это возможно при двух и больше капитальных траншей.

3. Управление качеством руды высотой уступа

Чем сложнее залегание рудных тел, тем ниже должны быть уступы, например, в США на сложноструктурных месторождениях высота уступа не более 7-8 м.

При низких уступах легче проследить за изменениями контура и качества руды, легче управлять буровзрывными работами.

На Сорском месторождении медно-молибденовых руд с уменьшением высоты уступа с 15 до 5 м уменьшились потери с 6.5 до 2% и разубоживание с 25 до 10%.

4. Управление качеством руды повышением заинтересованности машиниста экскаватора (по Г.Г.Ломоносову)

С этой целью необходимо труд машиниста оценивать не только по количеству перелопаченной руды, но и по качеству сортировки рудной массы при селективной экскавации. В этом случае обобщенный количественно-качественный показатель добычных работ имеет вид:

$$P = V * \gamma * a * (1 - П) * (1 - R), \tau$$

где V - объем перелопачиваемой рудной массы, m^3 ;

γ - плотность руды, t/m^3 ;

a - балансовое содержание металла в руде, отн.ед.;

$П$ - потери руды, отн.ед.;

R - разубоживание руды, отн.ед.

Разубоживание при экскавации:

$$R = V_{\text{пород}} / V = b_{\text{раз}} * \Sigma(L_{\text{раз}} * h_{\text{раз}}) / V,$$

Потери при экскавации:

$$П = V_{\text{потерь}} / V_{\text{баланс}} = b_{\text{пот}} * \Sigma(L_{\text{пот}} * h_{\text{пот}}) / V_{\text{бал}},$$

где $b_{\text{раз}}$ и $b_{\text{пот}}$ - ширина слоя примешиваемых пород и слоя теряемой руды, м;
 $L_{\text{раз}}$ и $L_{\text{пот}}$ - длина участка блока с примешиваемой породой и теряемой рудой, м;

$h_{\text{раз}}$ и $h_{\text{пот}}$ - толщина слоя пород и потерянной руды, м.

Отсюда зарплата машиниста экскаватора должна зависеть от показателя качества сортировки:

$$Z = P * S, \text{ руб}$$

где S - сдельные расценки за 1000 т перелопаченной рудной массы, руб/1000 т.

5. Управление качеством руды на складах

Классификация типов усреднения сырья на карьерных складах по следующим признакам (по Г.Г.Ломоносову):

- 1) местоположению склада - внутрикарьерное; прикарьерное; при обогатительной фабрике;
- 2) функции склада - перегрузочное; регулировочное; усреднительное; резервное; смешанное;
- 3) способу отсыпки штабеля - со специальной насыпи; с эстакады; в специальный котлован; переэкскавацией;
- 4) направлению фронта отсыпки - продольное; поперечное; диагональное; кольцевое; радиальное;
- 5) по порядку отсыпки - слоями; порциями; смешанно;
- 6) по направлению фронта отгрузки - продольное; поперечное; кольцевое; радиальное;
- 7) по транспорту для подачи руды - автомобильный; ж/дорожный; конвейерный;
- 8) техническим средствам отсыпки - экскаватором; бульдозером; плугом; штабелеукладчиком;
- 9) техническим средствам отгрузки - экскаватором; автопогрузчиком; бульдозером с эстакады;
- 10) по транспорту для перевозки усредненной руды - автомобильный; ж/дорожный; конвейерный.

Карьерные склады могут выполнять несколько функций одновременно, например, быть усреднительным и резервным, регулировочным.

Обычно склады устраивают в местах перегрузки руды с одного вида транспорта в другой, как правило, с автомобильного на железнодорожный.

Каждый склад имеет несколько штабелей, обычно по 2-3 штабеля каждого сорта руды. Один штабель отсыпается, а со второго в это время отгружается руда на обогатительную фабрику (конечно, в другом порядке, не так как отсыпали), третий склад - резервный.

Основными технологическими параметрами каждого штабеля являются длина и ширина активной, пассивной его части, высота и активная емкость штабеля.

Технология складирования определяется способом образования штабеля, порядком отсыпки, направлением отсыпки и отгрузки, а также применяемыми средствами механизации.

Из практики известно, что при бессистемном складировании и отгрузке руды колебания среднего качества на нем более значительны, чем, например, при отсыпке руды сплошными полосами или слоями.

6. Усреднение в бункерах емкостью десятки тысяч тонн

Бункеры имеют несколько вертикальных отделений-ячеек, куда помещают руды порциями или по сортам. В бункер и из него руда транспортируется конвейерами, оборудованными питателями.

Схемы работы усреднительных бункеров:

1) в непрерывно работающий бункер загружается руда порциями во все ячейки одновременно;

2) в бункере заполняются ячейки последовательно одна за другой, а отгрузка производится из нескольких ячеек одновременно;

3) загрузка руды в бункер производится порциями последовательно в каждую ячейку, а отгрузка - одновременная;

4) в каждую секцию загружают руду определенного диапазона качества, а отгружают ее, чтобы получить требуемое качество, согласно зависимости:

$$A_{cp} = \Sigma(A_i * V_i) / \Sigma(V_i) .$$

7. Планирование усреднением рудной массы

Стабилизация (постоянство) качества рудной массы поддерживается за счет механического перемешивания объемов руды с различным содержанием металла.

Усреднение руды производится в штабелях руды на складе или в смесительных бункерах в строго дозированной пропорции.

Степень стабилизации качества оценивается коэффициентом усреднения:

$$K_y = \{ (S_1^2 / S_2^2 - 1) * Q_{ш} / Q_{тр} \}^{0.5} = \{ (r_c - 1) * Q_{ш} / Q_{тр} \}^{0.5} ,$$

где S_1^2 - среднеквадратическое отклонение содержания металла в единичных объемах опробования от среднего содержания металла по штабелю руды;

S_2^2 - среднее значение среднеквадратического отклонения содержания металла по слоям руды в штабеле;

$Q_{ш}$ - объем усреднительного штабеля руды, м³;

$Q_{тр}$ - объем партии руды, к которой предъявляется требование однородности качества, например, 1000 т или 1000 м³;

r_c - коэффициент сегрегации, выражает характер изменения распределения регулируемого качественного свойства руды:

$$r_c = S_1^2 / S_2^2 ,$$

Среднеквадратическое отклонение содержания металла " X_i " от среднеарифметического его значения " X_{cp} ":

$$S^2 = \Sigma(X_i - X_{cp})^2 / (n-1) .$$

Чем ниже разница в качестве сортов и слоев в штабеле, тем ниже коэффициент сегрегации и тем проще усреднить руду.

Сегрегация сырья в недрах массива может быть закономерной (т.е. описываемой какими-то формулами) или случайной. При высокой закономерной сегрегации (коэффициент сегрегации $r_c \gg 1$) селективную выемку сортов можно не вести, а просто складывать руду в разные штабели на складе: отдельно при выемке руды по простиранию и отдельно при выемке вкрест простирания залежи.

При случайной сегрегации необходима селективная отбойка, погрузка и транспортировка руды разных сортов, ведь изменение качества руды невозможно спрогнозировать.

В зависимости от стадии планирования горных работ внутрирудничное или внутрикарьерное усреднение может быть перспективным, текущим или оперативным.

Перспективное планирование осуществляется в процессе проектирования и составления пятилетних планов разработки месторождения на основе данных детальной разведки скважинами. Способы планирования - выбор направления рационального развития горных работ, обеспечение необходимой скорости подвигания фронта очистных работ, углубки карьера на различных участках, изменение угла рабочего борта карьера...

Текущее усреднение выполняется при планировании годовой, квартальной и месячной добыче сырья путем регулирования интенсивности подвигания добычных блоков и забоев, объемами подготовленных запасов руды к выемке, резервированием блоков, изменением схем отработки уступов...

Оперативное усреднение - это планирование сменной и суточной добычи за счет распределения объемов между забоями в зависимости от качества руды в них, управления технологическими процессами (БВР, экскавация, транспортировка). Основой для оперативного усреднения является план-график работы карьера на 5-10 дней.

Перспективное планирование горных работ

Перспективное - это планирование развития работ на пять лет вперед, эта стадия календарного планирования является наиболее ответственной, ведь на основе малонадежных данных детальной разведки месторождения выбираются следующие крупные мероприятия:

- способ вскрытия карьера, рудника;
- направление углубки;
- порядок отработки уступов;
- параметры систем разработки и т.п.

Оптимизируют на этой стадии выбор мероприятий по следующим критериям:

- 1) технологические:
 - min значение текущего коэффициента вскрыши;
 - объем капитальных работ;
 - грузооборот;
 - min значение коэффициента горной массы (в Кривбассе) - это отношение объема горной массы, приведенной к чистой руде по затратам на разработку, к количеству содержащегося в руде металла

$$K_r = (1 + S * K_b) / b_m \rightarrow \min ,$$

где **S** - отношение удельных затрат на вскрышные работы к себестоимости добычи 1 т руды, \$/\$;

K_b - коэффициент вскрыши за рассматриваемый период эксплуатации, т/т;

b_m - выход концентрата или металла из 1 т руды, отн.ед.

2) экономические:

- приведенные затраты на разработку месторождения;
- приведенная прибыль;
- прибыль на единицу конечного продукта;
- рентабельность;
- доход на 1 руб затрат...

Годовые приведенные затраты на разработку месторождения в режиме усреднения равны:

$$\Sigma \left| \frac{1}{(1+E)^{t-1}} * \{ C_d + C_v * K_t + \Sigma(Z_k) \} * Q \right| \rightarrow \min$$

где Σ |..| суммирование затрат за весь срок существования рудника, карьера, \$/т ;

t - рассматриваемый срок эксплуатации, годы;

C_d, C_v - себестоимость добычи 1 т руды и затраты на выемку 1 м³ вскрыши, \$/т;

K_t - текущий коэффициент вскрыши, м³/т;

$\Sigma(Z_k)$ - сумма капитальных затрат на 1 т добытой руды, \$/т;

Q - годовая производительность карьера, рудника по руде, т;

E - нормативный коэффициент эффективности капиталовложений.

Текущее планирование горных работ

Текущее планирование на год, квартал, месяц обеспечивает:

- планомерную разработку месторождения согласно техническому проекту;
- плановую добычу и подготовку всех отдельно извлекаемых сортов сырья требуемого качества;
- плановые объемы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов всех отдельно извлекаемых сортов;
- высокопроизводительную работу основного горно-транспортного оборудования;
- увязку работы горного цеха (рудника, карьера) с работой обогатительной фабрики.

В основе квартальных планов работ лежит годовой план развития горных работ, разработанный техническим отделом управления и утвержденный на совещании специалистов, суть его заключается в следующем: на сводном геолого-маркшейдерском плане карьера наносятся контуры развития работ за год с указанием всех геологических данных по сортам сырья. Квартальное планирование начинается с определения квартальных объемов вскрыши, руды с указанием местоположения этих объемов на по-горизонтальных планах. Месячное планирование - это то же самое с разделением объемов добычи по блокам с указанием схемы движения экскаваторов и транспорта.

Оперативное планирование горных работ

Оперативное планирование на сутки, смену ведется руководством участков, а диспетчерской службой рудника, карьера согласуется работа различных вспомогательных и производственных служб.

Оперативное планирование предопределяется:

- числом отдельно извлекаемых сортов сырья и характером их залегания;
- необходимостью выполнения планового выхода различных сортов заданного качества с 1 т запасов;
- зависимостью производительности забоев от производительности на транспортных работах, возможностями приемных пунктов складов...

Критерии оперативного управления:

- 1) количественными показателями добычи при обеспечении заданных качественных ограничений:
 - max добыча сырья в единицу времени;
 - min колебания производительности каждого забоя в целом;
 - min колебания производительности отдельных экскаваторов...
- 2) качественными показателями сырья, добываемого за интервал времени:
 - min отклонение среднего содержания металла от планового;
 - min сумма произведений квадрата отклонения содержания металла в каждом забое на производительность забоя.

Суть управления по карьере в целом заключается в составлении планов сменных и суточных объемов добычных работ в забоях, регулируя резервами их производительности (экскаваторов и транспорта) в зависимости от выхода металла в забое, т.к. производительность i -ого забоя зависит от числа всех действующих забоев в карьере, отклонений содержания руды и величины дисперсии металла в забоях (по Ф.Г.Грачеву):

$$q_i = \frac{1}{N} * \left| 1 + \frac{\Delta_n * \Delta_i}{S^2} \right|$$

где q_i - производительность i -ого забоя в долях от плановой производительности всего карьера, отн.ед;

N - общее число действующих забоев в карьере;

Δ_n - отклонение среднеарифметического содержания металла в карьере от планового среднего содержания, отн.ед;

Δ_i - отклонение содержания металла в каждом забое от планового среднего по карьере, отн.ед;

S^2 - дисперсия содержания металла в целом по карьере, отн.ед.

$$S^2 = A_{\text{план}}^2 - A_{\text{факт}}^2$$

Критерий оптимизации - плановая дисперсия содержания металла по карьере в целом, зависящая от отклонения планового содержания, числа забоев и дисперсии содержания металла по карьере, должна быть минимальной:

$$S_{\text{план}}^2 = \frac{\Delta_{\text{план}}^2}{N * S^2} \rightarrow \min .$$

Пример

При опробовании участка залежи, подлежащей отработке, получены следующие данные о содержании по забоям:

	забой		
	1	2	3
медь Cu	0.3	0.38	0.37
молибден Mo	0.008	0.006	0.009
сера S	1.04	1.58	1.2

Общая добыча руды должна быть не менее 1200 т/сутки при плановом содержании в рудной массе меди 0.318, молибдена 0.0075 и серы 1.456.

Установить объем добычи по каждому забоям и скорректировать общий объем добычи по участку.

Решение. Составляем линейные уравнения и находим неизвестные объемы:

$$\begin{aligned} A_{11} \cdot Q_1 + A_{12} \cdot Q_2 + A_{13} \cdot Q_3 &= A_{01} \cdot Q & 0.3 \cdot Q_1 + 0.38 \cdot Q_2 + 0.37 \cdot Q_3 &= 0.318 \cdot 1200 \\ A_{21} \cdot Q_1 + A_{22} \cdot Q_2 + A_{23} \cdot Q_3 &= A_{02} \cdot Q & 0.008 \cdot Q_1 + 0.006 \cdot Q_2 + 0.009 \cdot Q_3 &= 0.0075 \cdot 1200 \\ A_{31} \cdot Q_1 + A_{32} \cdot Q_2 + A_{33} \cdot Q_3 &= A_{03} \cdot Q & 1.04 \cdot Q_1 + 1.58 \cdot Q_2 + 1.2 \cdot Q_3 &= 1.456 \cdot 1200 \end{aligned}$$

Ответ: $Q_1=371.9$ т, $Q_2=707.6$ т, $Q_3=197.6$ т, всего $Q=1277.1$ т.

Пример.

На руднике 5 очистных блоков, средняя плановая производительность рудника 2400 т/сутки. Содержание компонентов по блокам:

	блок				
	1	2	3	4	5
медь Cu	0.3	0.38	0.37	0.35	0.36
молибден Mo	0.008	0.006	0.009	0.004	0.007
сера S	1.04	1.58	1.02	1.56	1.48
известь CaO	0.02	0.05	0.04	0.03	0.03
кремнезем SiO	57	46	50	45	48

Плановое содержание в рудной массе меди 0.378, молибдена 0.0075 и серы 1.456, извести 0.0367, кремнезема 49.2.

Ответ: $Q_1=654$ т, $Q_2=615$ т, $Q_3=441$ т, $Q_4=360$ т, $Q_5=527$ т, $Q=2597$ т/сутки.

Пример оперативного управления добычей однокомпонентного сырья в режиме усреднения

Зная характер, закон и параметры распределения содержания металла в недрах, производительность карьера, схему развития горных работ, число добычных экскаваторов, - управление объемами добычи моделируется по условию равномерной загрузки экскаваторов при обеспечении планового качества и количества извлекаемого сорта сырья.

1. Пусть имеется N_d добычных забоев с содержанием металла в них A_i . Требуется определить производительность каждого забоя, при которой выполняются плановые показатели по объему и содержанию металла.

Уже при числе забоев три и более и без учета сырья на складе руды задача в такой постановке имеет несколько решений.

Алгоритм решения задачи:

1) Определяется среднее по забоям содержание металла

$$A_{\text{ср}} = \Sigma(A_i) / N$$

2) Определяется отклонение среднего содержания металла по забоям от планового среднего содержания

$$D_{\text{план}} = A_{\text{план}} - A_{\text{ср}}$$

3) Сравниваются значения $D_{\text{план}}$ и нормируемого отклонения $D_{\text{норма}}$.

А. При $D_{\text{план}} < D_{\text{норма}}$ производительности каждого забоя равны между собой:

$$Q_i = Q / N = \text{const}$$

где Q - производительность карьера, рудника.

На этом расчеты заканчиваются.

Б. При $D_{\text{план}} > D_{\text{норма}}$ определяется новое плановое содержание металла для конкретного интервала планирования:

$$A_{\text{ср1}} = A_{\text{план}} + D_{\text{норма}} \quad \text{или} \quad A_{\text{ср1}} = A_{\text{план}} - D_{\text{норма}}$$

4) Определяется дисперсия содержания металла

$$S^2 = \Sigma(D_i^2) / N ,$$

где $D_i = A_i - A_{\text{ср}}$;

5) Определяется производительность каждого забоя

$$q_i = \left| 1 - \frac{D_i * D_{\text{план1}}}{S^2} \right| * \frac{1}{N}$$

где $D_{\text{план1}} = A_{\text{план1}} - A_{\text{ср}}$;

6) Проверяется условие максимальной и минимальной производительности каждого забоя

$$A_i * q_i \leq q_{\text{max}} = (A_{\text{план}} + D_{\text{норма}}) * Q / N$$

$$A_i * q_i \geq q_{\text{min}} = (A_{\text{план}} - D_{\text{норма}}) * Q / N$$

Если полученные q_i значения удовлетворяют этим условиям, то полученные решения - окончательны.

Если же в некоторых забоях получилась производительность больше q_{max} или меньше q_{min} , то в этих забоях q_k окончательно принимаются производительности соответственно q_{max} или q_{min} , а в остальных забоях пересчитываются объемы добычи с учетом выпавших из расчетов объемов и количества забоев (k), т.е.

$$q_i = \left| 1 - \frac{D_i * D_{\text{план1}}}{S^2} \right| * \frac{1}{N-k}$$

где k - количество отпавших из расчета забоев.

Этот цикл может повторяться до тех пор, пока во всех забоях не будет удовлетворяться условие

$$q_{\min} < q_i < q_{\max}$$

или иначе

$$A_{\text{план}} - D_{\text{норма}} < q_i * A_i > A_{\text{план}} + D_{\text{норма}} .$$

2. Если в усреднении участвует подшихтовочный склад, то условия обеспечения плановых показателей по объему и качеству добываемого сырья выражаются системой уравнений:

$$\Sigma(q_i + q_{i_склад}) = 1 \text{ (принимается пока, что } Q=1)$$

$$q_i + q_{i_склад} = 1 / N$$

$$q_{\text{склад}} = \Sigma(q_{i_склад})$$

$$q_i * A_i + q_{\text{склад}} * A_{\text{склад}} = A_{\text{план}}$$

где $q_{i_склад}$ - количество сырья, уходящего из i -ого забоя на склад руды;

q_i - количество сырья, уходящего из i -ого забоя сразу на фабрику;

$q_{\text{склад}}$ - количество сырья, уходящего со склада на фабрику;

A_i и $q_{\text{склад}}$ - содержание металла в забоях и на складе;

$A_{\text{план}}$ - плановое содержание, среднее по условиям обогатительной фабрики.

Критерием подбора производительности забоев здесь может быть минимальная производительность склада, т.е.

$$q_{\text{склад}} \rightarrow \min, \text{ что соответствует } \Sigma(q_i) \rightarrow \max$$

Это условие очень трудно осуществить вручную, задача решается на ПЭВМ, программа **middle.exe**.

Пример оперативного управления добычей многокомпонентного сырья в режиме усреднения

Система уравнений по каждому типу сырья имеет вид:

$$\Sigma(q_{im}) = q_m$$

$$\Sigma(q_{im} * A_{ij}) / q_m = A_{jm_план}$$

где i - номер забоя;

j - номер металла;

m - номер типа сырья;

q_{im} - производительность i -ого забоя по m -ому типу сырья;

q_m - плановая производительность карьера, рудника по m -ому типу сырья;

A_{ij} - содержание в i -ом забое j -ого компонента;

$A_{jm_план}$ - плановое содержание j -ого компонента в m -ом типе сырья.

Критерий управления - минимальная сумма квадратов отклонений производительности отдельных забоев от директивной производительности, т.е.

$$\Sigma(q_{im} - C_{im})^2 \rightarrow \min$$

где C_{im} - плановая средняя производительность забоев по карьере, руднику:

$$C_{im} = q_m / N .$$

Решение этой задачи имеет вид:

$$q_{im} = C_{im} + \Sigma (A_{jm} * D_{ij})$$

где D_{ij} - отклонение содержания j -ого компонента в i -ом забое от среднеарифметического содержания (A_{i_cp}) по j -ому компоненту

$$A_{i_cp} = \Sigma(A_{ij}) / N$$

Коэффициент (A_{jm}) находится из уравнения:

$$\Sigma(A_{jm} * R_{jk}) = S_{jm_план} * q_m$$

где R_{jk} - корреляционный момент содержания j -ого и k -ого компонентов;

$S_{jm_план}$ - отклонение планового содержания j -ого компонента m -ого типа сырья от средневзвешенного содержания по всем забоям:

$$R_{jk} = \Sigma (D_{ij} * D_{ik})$$

$$S_{jm_план} = A_{jm_план} - A_{jm}$$

A_{jm} - средневзвешенное по всем забоям содержание j -ого полезного компонента:

$$A_{jm} = \Sigma(C_{im} * A_{ij}) / q_m .$$

Ограничение по производительности забоев - то же, что и для однокомпонентного усреднения:

$$A_{jm_план} - D_{jm} < \Sigma(q_{im} * A_{ij}) > A_{jm_план} + D_{jm} .$$

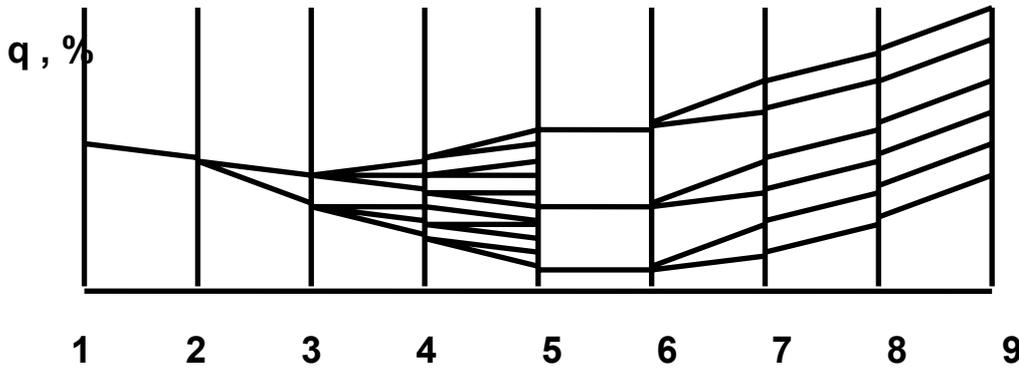
Если производительность каких-то забоев выходит за пределы этого неравенства, то их производительность назначается q_{max} или q_{min} , а производительность остальных забоев пересчитывается с учетом выпавших из расчетов объемов добычи и количества выпавших забоев.

Если в моделировании участвует подшихтовочный склад с несколькими штабелями сырья, то они считаются дополнительными забоями с некоторой директивной производительностью, равной нулю (если сырье идет к ним из карьера) и $q_{j_склад}$, если со склада идет сырье на фабрику.

Оптимальная технологическая схема добычных работ

Качество полезного ископаемого в процессе добычных работ от забоя к обогащательной фабрике ухудшается из-за потерь руды и разубоживания породой.

На каждой стадии работ существует несколько вариантов возможных технологических решений, приводящих к различным изменениям качества (q), например, сорта руды могут быть взорваны отдельно друг от друга (взрыворазделение) или с минимальным нарушением структуры массива (контурное взрывание), экскаваторная сортировка может быть простой или сложной, грузопотоки различной по качеству руды могут быть разделены или нет, на складе руда может быть усреднена по различной схеме...



1-2 - стадия выделения блока;	2-3 - подготовка горизонта;	3-6 - добычные работы:
3-4 - буровзрывные работы;	4-5 - экскавация;	5-6 - транспорт;
6-7 - складирование;	7-8 - обогащение;	8-9 - выплавка металла.

Поэтому в целом по всему технологическому комплексу подготовки, добычи и переработки может быть составлена многовариантная динамическая модель (см. эскиз) и в ходе анализа этой модели можно отыскать такой критический путь, который обеспечивает по всей цепочке наивысшие технико-экономические показатели (оптимальное решение).

Общим критерием оптимизации технологических решений (по Г.Г.Ломоносову) является отношение экономической эффективности технологического процесса (прибыль) к валовой ценности балансовых запасов руды:

$$K_q = \mathfrak{E}_q / Z_B = (Z_B^* K_T - 3_q) / Z_B = K_T - K_3 \rightarrow \max ,$$

где \mathfrak{E}_q - экономическая эффективность технологического решения, \$;

Z_B - валовая ценность руды, \$;

K_T - показатель извлечения ценности руды

$$K_T = (1-\Pi)*(1-P)*e ;$$

e - извлечение металла в процессе обогащения и переработки;

3_q - сумма затрат на добычу и переработку руды определенного качества, \$;

K_3 - удельные затраты на извлечение валовой ценности балансовых запасов руды, \$/т

$$K_3 = 3_q / Z_B .$$

Методика решения задач динамического моделирования технологических схем добычных работ

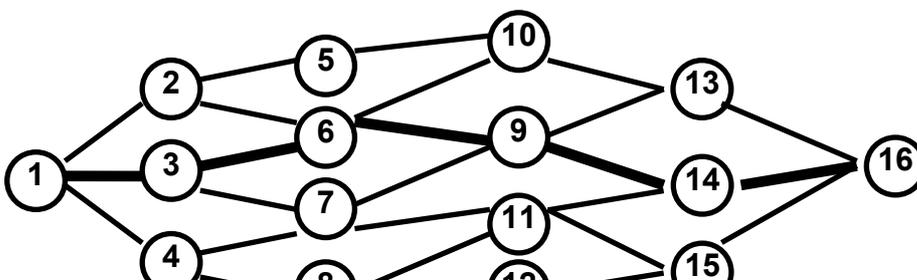
Для исходных данных используются известные проектные, расчетные или фактические величины и схемы.

Алгоритм решения задачи:

1. Выбираются приемлемые для конкретных условий варианты технологических процессов и параметров добычных работ.

2. Для учета последующей переработки принимается либо несколько вариантов переработки (с разными коэффициентами извлечения и стоимостью) либо один вариант переработки.

3. Строится сетевой график модели технологических процессов по вариантам .



Экономическая эффективность управления качеством сырья

Усреднение сырья на предприятиях вызывает усложнение технологии и организации добычных работ и работ по подготовке сырья, снижает производительность оборудования на 20-30 %, увеличение фронта добычных работ и числа забоев, создание большого складского хозяйства, усложнение схемы транспортных потоков.

Однако высокая степень повышения однородности сырья обеспечивает значительное улучшение технико-экономических показателей работы перерабатывающих предприятий, при этом снижаются капитальные и эксплуатационные затраты, поэтому критерием эффективности усреднения является разница приведенных затрат на производство 1 т конечного продукта (концентрата или металла) из неусредненного и усредненного сырья:

$$Z_n = (C_n + E \cdot K_n) - (C_y + E \cdot K_y), \text{ руб/т металла}$$

где C_n и C_y - себестоимость 1 т металла при использовании неусредненного и усредненного сырья, руб/т;

K_n и K_y - капитальные затраты на производство 1 т металла при использовании неусредненного и усредненного сырья, руб/т.

При использовании усреднительной технологии добычи уменьшаются потери компонента на переработке из-за:

- приближения средних значений сырья относительно оптимальных;
- уменьшения интенсивного и экстенсивного действия коэффициентов реактора;
- снижения амплитуды колебаний параметра относительно оптимального;
- возможности автоматизировать процесс переработки.

Коэффициент интенсивного действия реактора-печи (коэффициент мощности) равен отношению средней энергии, вводимой в металлургическую печь (реактор) в единицу времени, к максимально-возможной:

$$K_i = P_{cp} / P_{max} = \frac{P_{max} - \sum(P_i)}{P_{max}}$$

где P_{cp} и P_{max} - средняя и максимальная энергия, вводимая в реактор в единицу времени, кВт/ч;

P_i - i-ая статья потерь мощности реактора-печи.

Коэффициент экстенсивного действия реактора-печи (коэффициент времени его работы) равен отношению фактического времени работы реактора к календарному сроку:

$$K_3 = T_f / T_k = \frac{T_k - \sum(T_i)}{T_k},$$

где T_f и T_k - фактическое и календарное время работы реактора-печи, сутки;
 T_i - i-ая статья времени простоя реактора.

Величины Π_i и T_i оказывают влияние на увеличение потерь производства и зависят от параметров процесса, свойства сырья, колебаний его качества.

При колебании качества сырья растут потери, а связь между стандартом какого-нибудь параметра процесса (например, содержания металла в концентрате) и стандартом колебаний входящего сырья и возмущающих факторов (ошибка дозировки, неконтролируемого изменения мощности реактора, температуры...) выражается так:

$$S_{jy} = \left| \left(\frac{d\Phi}{dA_i} \right)^2 * S_{ia}^2 + \sum \left\{ \left(\frac{d\Phi}{dX_i} \right)^2 * S_{ix}^2 \right\} \right|^{0.5}$$

где Φ - функция зависимости себестоимости переработки от возмущающих факторов - колебаний параметров A_i и X_i ;
 S_{ia}^2 и S_{ix}^2 - дисперсия отклонения по содержанию и по возмущающим факторам.

При использовании усреднения сырья значение дисперсии по содержанию уменьшается на коэффициент усреднения (K_y):

$$S_{ia}^2 = S_{a_план}^2 * K_y$$

где $S_{a_план}$ - дисперсия планового отклонения содержания.

Состояние управления качеством руд черных, цветных и редких металлов

1) На карьерах черной металлургии.

На Магнитогорском железорудном карьере управление качеством руды осуществляется за счет управления объемами добычи из блоков и забоев, селективной выемкой, простой и сложной экскавацией, усреднением на промежуточном шихтовочном складе, дополнительной зарплатой машинисту экскаватора за забойную сортировку, созданием резерва взорванной руды.

На КМА управление качеством руды состоит в регулировании объемами добычи по блокам и забоям, усреднением руды на шихтовом складе, управлении грузопотоками.

На Карагандинском металлургическом комбинате усреднение поступающей руды занимаются на прифабричном усреднительном складе со штабелями руды по сортам и многосекционным бункером.

На железодобывающих предприятиях Кривбасса управление качеством руды заключается в управлении объемами добычи по блокам и штабельном усреднении руды на промежуточном складе, а затем еще и на складе при обогатительной фабрике.

2) На предприятиях цветной металлургии.

Месторождения цветных и редких металлов отличаются большой изменчивостью качества руды, поэтому здесь большое внимание уделяют частому опробованию руды, управлению направлением развития фронта добычных работ, регулированию объемами добычи по блокам, селективной выемке разнорудных руд, усреднением руды в штабелях на промежуточных и прифабричных складах с использованием бункерного оборудования.

Список литературы

1. Грачев Ф.Г. Теория и практика усреднения качества минерального сырья. - М., Недра, 83, 157 с.
2. Каплунов Д.Р., Манилов И.А. Стабилизация качества руды при подземной добыче. - М., Недра, 83, 236 с.
3. Бастан П.П., Азбель Е.И., Ключкин Е.И. Теория и практика усреднения руд. - М., Недра, 79, 255 с.
4. Ломоносов Г.Г. Формирование качества руды при открытой добыче. - М., Недра, 75, 224 с.
5. Ломоносов Г.Г. Управление качеством продукции горного предприятия. - М., изд. МГИ, 84, 94 с.
6. Бызов В.Ф. Управление качеством продукции карьеров. - М., Недра, 91, 239 с.
7. Ершов В.В. Геолого-маркшейдерское обеспечение управления качеством руд. - М., Недра, 86, 261 с. (одна мат. статистика)
8. Сборник руководящих материалов по охране недр при разработке месторождений полезных ископаемых. - М., Недра, 87. (расчет потерь, разубоживания, ущерба и возмещения его)

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	2
Характеристика месторождений полиметаллических руд и цветных металлов	2
Содержание металла в руде и примерная рыночная стоимость металлов	6
Влияние отдельных факторов на качество руды при ее переработке в концентрат	7
Основные термины и понятия	7
Методы управления качеством продукции	9
Мероприятия по рациональному использованию недр и повышению качества минерального сырья	9
Методы оценки качества продукции	11
Совокупность факторов, влияющих на формирование качество добытой руды	15
Принципы технологического управления качеством рудной массы	15
Опробование качества минерального сырья	17
Методы определения качественного состава руд без отбора геологических проб	17
Принципы управления качеством рудной массы при подземной добыче	19
Анализ влияния показателя сложности залегания месторождения на потери и разубоживание руды	20
Экономический ущерб от потерь и разубоживания	21
Оценка качественно-геометрического показателя карьерного поля	22
Влияние технологических процессов добычных работ на качество рудной массы:	25
1. Управление качеством руды при буровзрывных работах	26
2. Управление качеством руды при выемочно-погрузочных и транспортных работах	28
3. Управление качеством руды высотой уступа	29
4. Управление качеством руды повышением заинтересованности машиниста экскаватора	30
5. Управление качеством руды на складах	30
6. Усреднение в бункерах емкостью десятки тысяч тонн	31
7. Планирование усреднением рудной массы	31
Пример оперативного управления добычей однокомпонентного сырья в режиме усреднения	36
Пример оперативного управления добычей многокомпонентного сырья в режиме усреднения	43
Оптимальная технологическая схема добычных работ	39
Методика решения задач динамического моделирования технологических схем добычных работ	40
Формирование качества руды при квартально-месячном планировании горных работ	41
Экономическая эффективность управления качеством сырья	41
Состояние управления качеством руд черных, цветных и редких металлов	43
Список литературы	50